

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA

FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLOGICA, MINERA Y METALURGICA



**“INCREMENTO DE PRODUCTIVIDAD Y REDUCCION DE COSTOS EN LA MINA
ARCATA, POR LA APLICACIÓN DE TALADROS LARGOS EN VETAS ANGOSTAS”**

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

PRESENTADO POR:

JUAN JOSE VILLANUEVA JIMENEZ

Lima - Perú

2010

DEDICATORIA

Dedico este trabajo a mis padres Aquiles y Beatriz, por invertir sus esfuerzos en la educación de sus hijos.

AGRADECIMIENTO

En primer lugar a Dios, porque sus bendiciones iluminaron mi camino.

A mis padres Flora Beatriz Jiménez Palomino y Aquiles Godofredo Villanueva Cruz, porque en sus hijos se hacen realidad sus sueños.

A mi esposa Cristina Verde Rivera, por su amor, paciencia y apoyo.

Al Gerente de Operaciones Ing. Freddy Mayor Cevallos, por su decidido apoyo en la realización de proyectos innovadores en Arcata.

Al Departamento de Ingeniería, liderados por el Ing. James Atalaya, quienes con gran visión desarrollaron el proyecto de Taladros Largos.

A mi Alma Mater, La Universidad Nacional de Ingeniería, que me acogió y formó con bases sólidas para alcanzar el éxito profesional.

RESUMEN

En la Introducción se presenta las condiciones encontradas en la operación de la mina que motivo a llevar a cabo esta aplicación de minado. Asimismo, se explica los objetivos que se propone alcanzar.

En el Capítulo I se da a conocer los Aspectos Generales y la estructura del funcionamiento de la Mina. Al final se detalla el trabajo de las áreas operativas y de Servicios a la Mina.

En el Capítulo II se presenta los Aspectos Geológicos del yacimiento para explicar el comportamiento de las estructuras mineralizadas del Distrito Minero Arcata, y asociar vetas potenciales con condiciones para la aplicación del método de minado propuesto.

En el Capítulo III se describe el sistema de explotación tradicional de la Mina Arcata que ha venido aplicándose en los últimos 5 años, incidiendo

a detalle en el ciclo de minado, para identificar oportunidades de mejora. Se explican las operaciones unitarias de la explotación, el manejo de los recursos y destinos de los materiales de la explotación.

En el Capítulo IV, se presenta la propuesta de la aplicación del método de minado tajeo por subniveles con Taladros Largos, consideraciones generales y específicas para la aplicación del método, asimismo los filtros a las estructuras mineralizadas para la preparación de los tajos. Recursos y sus controles respectivos: equipos, mano de obra, materiales.

En el Capítulo V se presentan el análisis y los cálculos de costos, para sustentar la aplicabilidad del método propuesto en los sectores que cumplan los parámetros de diseño. Se presentan los cuadros comparativos entre el método propuesto y el minado clásico de la mina. Asimismo, se comparan los de indicadores de Productividad.

Las Conclusiones y Recomendaciones derivadas a partir del desarrollo e implementación del método propuesto en la Mina Arcata, que puedan servir de base a futuros estudios sobre este método de minado, o también de modelo para yacimientos que cumplan el estándar de diseño expuesto.

Finalmente, los anexos que detallan los procedimientos de trabajo y costos base, ilustran los diseños en planos y estándar de minado, y los sustentos geomecánicos del método propuesto.

INDICE

	Pág.
INTRODUCCION -----	1
CAPÍTULO I ASPECTOS GENERALES	
1.1 GENERALIDADES -----	4
1.2 UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD -----	7
1.3 RASGOS FISIOGRAFICOS -----	9
1.4 ORGANIZACIÓN Y DESCRIPCION DE LA MINA -----	11
1.4.1 ORGANIGRAMA -----	11
1.4.2 POLITICA CORPORATIVA HOCHSCHILD MINING -----	12
1.4.3 SISTEMA INTEGRADO DE GESTION DNV -----	13
1.4.4 OPERACIONES MINA -----	15
1.4.5 FUERZA LABORAL -----	16
1.4.6 PLANTA CONCENTRADORA -----	17

CAPÍTULO II	ASPECTOS GEOLOGICOS	Pág.
2.1	GEOLOGIA REGIONAL -----	21
2.2	ESTRATIGRAFIA -----	22
2.3	GEOLOGIA LOCAL -----	26
2.4	CONTROLES ESTRUCTURALES -----	29
2.5	MINERALOGIA -----	30
2.6	GEOLOGIA DE LOS SISTEMAS DE VETAS -----	37
CAPÍTULO III	PLANEAMIENTO Y OPERACIONES MINA	
3.1	MANEJO Y PROCESAMIENTO DE LA INFORMACION -----	39
3.2	PLANEAMIENTO DE MINADO -----	42
3.3	OPERACIONES MINA -----	46
3.3.1	METODOS DE EXPLOTACION -----	46
3.3.2	OPERACIONES UNITARIOS DE MINADO -----	51
3.3.3	SERVICIOS AUXILIARES -----	60
3.4	ANALISIS DE LA OPERACIÓN -----	62
3.4.1	VENTAJAS Y DESVENTAJAS -----	62
3.4.2	COSTOS E INDICES DE MINADO -----	63
3.4.3	OPORTUNIDADES DE MEJORA -----	65
CAPÍTULO IV	APLICACION DEL METODO DE MINADO SLV	
4.1	IMPORTANCIA Y ALCANCES -----	66
4.2	ESTUDIO GEOMECANICO DE LA VETA NICOLE -----	67
4.2.1	GEOLOGIA Y SU ENTORNO FISICO -----	67

	Pág.
4.2.2 ESTEREOGRAFIA DE LA VETA NICOLE -----	68
4.2.3 ESTEREOGRAFIA DE LA CAJA TECHO -----	72
4.2.4 ESTEREOGRAFIA DE LA CAJA PISO -----	78
4.2.5 ESTRUCTURA DEL MACIZO ROCOSO EN LA VETA -----	83
4.2.6 CLASIFICACION GEOMECANICA DEL MACIZO R. -----	87
4.3 DIMENSIONAMIENTO GEOMECANICO -----	88
4.3.1 CALCULO DEL NUMERO DE ESTABILIDAD -----	89
4.3.1.1 Cálculo del Índice “Q” -----	89
4.3.1.2 Cálculo del Índice “A” -----	90
4.3.1.3 Factor de ajuste “B” -----	95
4.3.1.4 Factor de ajuste “C” -----	96
4.3.1.5 Cálculo del Número de Estabilidad “N” -----	97
4.3.1.6 Cálculo del Radio Hidráulico “S” -----	98
4.3.1.7 Tiempo de Autosoporte -----	100
4.4 PLANTEAMIENTO DEL METODO SLV -----	101
4.4.1 CONDICIONES DE APLICACIÓN DEL METODO -----	101
4.4.2 PARAMETROS DE DISEÑO -----	103
4.4.3 PREPARACION DEL TAJO -----	104
4.4.4 SELECCIÓN DE EQUIPOS -----	107
4.4.5 OPERACIONES UNITARIAS -----	109

CAPÍTULO V VALIDACION DEL METODO PROPUESTO

5.1 REQUERIMIENTO DE LA OPERACIÓN -----	114
---	-----

	Pág.
5.2 ANÁLISIS COMPARATIVO -----	115
5.2.1 DILUCION Y VALOR DE MINERAL -----	115
5.2.2 FACTORES DE PRODUCCION -----	116
5.2.3 COSTOS DE MINADO -----	117
5.2.4 ANALISIS ECONOMICA -----	119
5.2.5 PRODUCTIVIDAD -----	123
5.2.6 SEGURIDAD -----	123
5.3 PLANEAMIENTO DE MINADO -----	125
5.4 RESUMEN COMPARATIVO -----	126
CONCLUSIONES -----	127
RECOMENDACIONES -----	130
BIBLIOGRAFÍA -----	132
ANEXOS:	
I.- PRECIOS UNITARIOS	
II.- ESTÁNDARES DE LABORES	
III.- MALLA DE PERFORACIÓN PARA TALADROS LARGOS	
IV.- PROCEDIMIENTOS DE TRABAJO	
V.- ENSAYOS DE LABORATORIO DE MECANICA DE ROCAS	
VI.- SALIDA NUMERICA DEL MODELAMIENTO	

INTRODUCCION

Arcata es una mina de plata perteneciente al Distrito Minero Arcata, la cual cuenta con vetas principales y secundarias como ramales o tensionales. Desde sus primeros trabajos fue desarrollada y preparada para la explotación de vetas angostas, las cuales se han venido trabajando con métodos convencionales tradicionales como son el Open Stopping, el Shrinkage, el Corte y Relleno Ascendente con relleno detrítico y/o hidráulico. Estos métodos siempre han significado retos operativos importantes inherentes al ciclo de minado, para buscar trabajar con altos estándares de seguridad, con incremento de la productividad de los tajos, y como consecuencia, lograr la reducción de los costos de producción.

En la última década la Unidad Minera Arcata viene trabajando con el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado, el cual en un proceso de mejora continua se busca la constante mecanización e incremento de la productividad estudiando y aplicando

nuevas alternativas para este fin. El método de explotación de Corte y Relleno Ascendente demanda elevados costos operativos por los ciclos prolongados de operación, en consecuencia es posible mejorar esta situación proporcionando una alternativa de método de explotación cuyos resultados comparativamente sean superiores a los del actual. Es por esta razón que se hace necesaria la aplicación de tecnología y experiencia, para plantear soluciones técnicas en lo referente al cambio de método de explotación actual y así conseguir estándares y parámetros de trabajo que dan como resultado condiciones óptimas que finalmente repercuten en la reducción de costos de operación en los ciclos de minado.

En este contexto, en luego de un profundo análisis de las reservas en sus características del yacimiento, se identificaron algunas vetas con sectores favorables en sus parámetros geológicos, geomecánicos y económicos para la implementación de la perforación con taladros largos. Inicialmente se diseñaron preliminarmente las preparaciones para tajos con una altura de banqueo de 10, 15 y 20 metros, que en un proceso de optimización, se ha logrado estandarizar el método en una altura de banqueo de 20 metros, para vetas sub-verticales.

Este trabajo detalla el proceso de la implementación del minado de tajos mecanizados con perforación de taladros largos en vetas angostas (promedio 0,80 metros), y su directa repercusión en la seguridad por la

mínima exposición del personal en condiciones de mecanización, en el incremento de la productividad y en la reducción de costos demostrados por un análisis técnico-económico. Para ello se diseña un tajo de 200 metros con una rampa central en espiral con su ore pass central y chimenea de servicios, con acceso a subniveles de perforación que dan forma a los bloques de explotación. El relleno detrítico proviene de las preparaciones en estéril y sirven como piso para los bloques superiores, porque el minado es ascendente. Los costos que se presentan son los resultados de los tajos en estudio, donde se identifican los desarrollos, infraestructura y preparaciones diferenciados, para visualizar los impactos por destino de presupuesto.

Los objetivos planteados son:

- Fortalecer nuestra gestión de seguridad por efecto de disminuir la exposición de personas al riesgo que significa trabajar en los tajeos de corte y relleno ascendente durante el ciclo de minado.
- Desarrollar el método minado en Vetas Angostas con taladros largos con relleno ascendente "Bench and Fill", con banqueos de 20 metros, para lograr un minado sistemático y productivo, a bajo costo.
- Demostrar que la mecanización en la explotación se puede lograr durante todo el ciclo de minado.

CAPITULO I: ASPECTOS GENERALES

1.1 GENERALIDADES

1.1.1 ANTECEDENTES

Arcata es un distrito epitermal de sulfuración intermedia. La mineralización, principalmente de plata, se hospeda en vetas intruidas en rocas volcánicas del Mioceno. Se tiene conocimiento de la ocurrencia de los minerales de Oro y Plata desde el siglo XVIII, época en que los españoles, a juzgar por la magnitud de laboreo antiguo que se observa en las Vetas Marciano y Baja, habrían extraído alrededor de 100.000 toneladas de menas que fueron procesadas en los ingenios o trapiches, cuyos restos aún se observan cerca al pueblo Viejo de Arcata. Las operaciones mineras permanecieron paralizadas durante todo el siglo XIX, reiniciándose en el presente siglo en 1952, con la presentación del denuncia de 700 hectáreas denominadas "Zwich", de propiedad del Sr. Werner Swicky.

El Grupo Hochschild realiza los primeros reconocimientos geológicos de las estructuras de Arcata en 1954, a través de la Compañía “Minas del Perú”. Los muestreos efectuados revelaron altos valores de plata, sin considerar estimación alguna de mineral potencial, que justificó mayor inversión en exploraciones. Esta empresa solicita los denuncios más extensos que se encuentran en esa época, superpuestas a la denominada Fundición, Macarena y Otros. Estos son:

- Calvario I.
- Calvario II.
- Calvario III.
- Calvario IV.

Durante los años de 1954 y 1956, se consolidó la propiedad minera iniciándose en este último año la construcción de una trocha carrozable de 120 Km., que permitió el acceso a la zona de Arcata desde la mina Sucuytambo. La ejecución del primer programa de exploraciones se inició en 1958 y concluyó en 1960; los resultados propiciaron la constitución de la actual sociedad Minas de Arcata S.A., en el año de 1961.

El desarrollo y las preparaciones mineras comenzaron a partir de 1961 en las vetas Baja, Alta y Marión. Hasta enero de 1962, se estimó una reserva de mineral de 23.400 TM con 15,61 Ag oz/TM y 1,44 Au gr/TM, que justificó la instalación de una planta concentradora de 50 TM/día de capacidad, que inició sus operaciones a fines de 1964.

Al promediar el año 1965, las labores de exploración y desarrollo permitieron estimar reservas adicionales que alcanzaron 135.000 TM con 20,2 oz Ag/TM y 1,3 gr Au/TM; calculándose las reservas potenciales en un millón de toneladas. La capacidad de tratamiento de planta concentradora se incrementó en ese mismo año a 150 TM/día.

Como resultado del éxito alcanzado con la explotación y desarrollo, la producción minera comenzó a incrementarse gradualmente en forma significativa; la capacidad de tratamiento se elevó en 1971 a 250 TM/día y en el año 1975 a 500 TM/día; siendo a la fecha, más de 1.750 TM/día, para cuya operación se cuenta con una reserva de mineral de 1.820.785 TM, con 441,52 gr Ag/TM.

La intensa explotación realizada durante las últimas décadas ha llevado prácticamente al agotamiento de las principales vetas y clavos mineralizados conocidos; sin embargo, nuevos trabajos exploratorios que están siendo llevados a cabo han dado resultados positivos, incrementando la cubicación de reservas de mineral. Los trabajos de exploración y desarrollo actuales se están centrando en la zona de Mariana Este, donde se han reconocido 3 vetas sub-paralelas que contienen importante mineral económico.

1.2 UBICACIÓN Y ACCESOS

1.2.1 UBICACIÓN

El Distrito de Arcata se ubica en el Departamento de Arequipa, alrededor de 180 km., al norte de la ciudad de Arequipa, en la Cordillera Occidental del sur de Perú y a 4,600 metros sobre el nivel del mar, siendo sus coordenadas aproximadamente:

Longitud oeste	72° 18' 30"
Latitud Sur	14° 59'

En coordenadas UTM:

Este	789 345
Norte	8 341 624
Cota	4 600

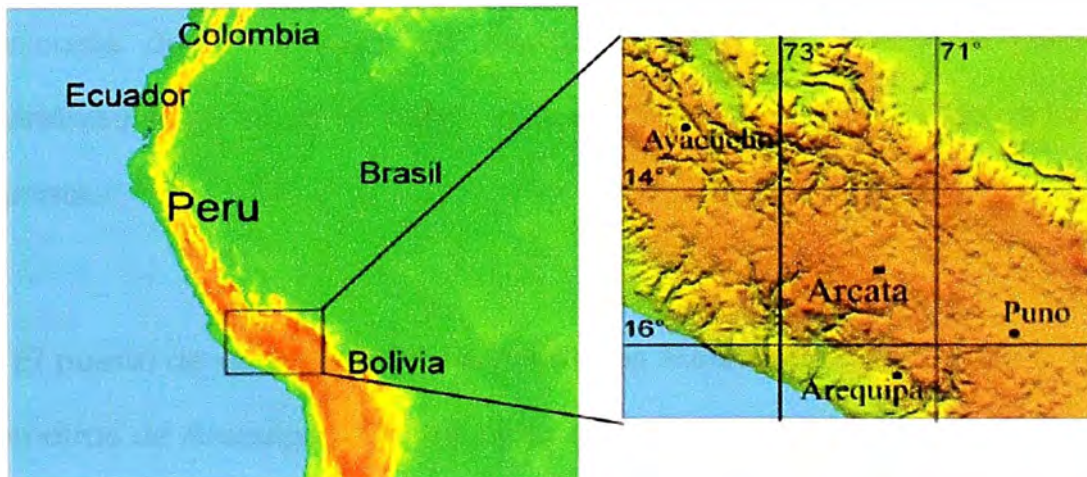


Fig. N° 01: Ubicación Geográfica de Unidad Operativa Arcata.

1.2.2 ACCESIBILIDAD

La Unidad Operativa Arcata es accesible desde la ciudad de Arequipa por una carretera asfaltada en un 30% y totalmente afirmada en 70%, cubriéndose desde Arequipa 307 kilómetros en los tramos siguientes:

Arequipa – Sumbay, 78 Km., carretera asfaltada.

Sumbay – Sibayo, 70 Km., carretera afirmada.

Sibayo – Caylloma, 69 Km., carretera afirmada.

Caylloma – Arcata, 90 Km., carretera afirmada.

El viaje desde Arequipa dura aproximadamente 08 horas en bus y 06 en camioneta. En la zona aledaña a la mina Orcopampa, situada a 25 kilómetros inmediatamente al Sur de Arcata, existe una pista de aterrizaje de 1.600 metros de longitud; el tiempo total de vuelo entre Lima y Orcopampa es aproximadamente de 02 horas; el tiempo de viaje en camioneta desde la pista de aterrizaje de Orcopampa a la Unidad Operativa Arcata es de 02 horas; lo que totaliza 04 horas de viaje de Lima a Arcata.

El puerto de embarque de concentrados Matarani, se encuentra a 120 kilómetros de Arequipa, esta ruta está cubierta por ferrocarril y cuenta con carretera bien asfaltada.

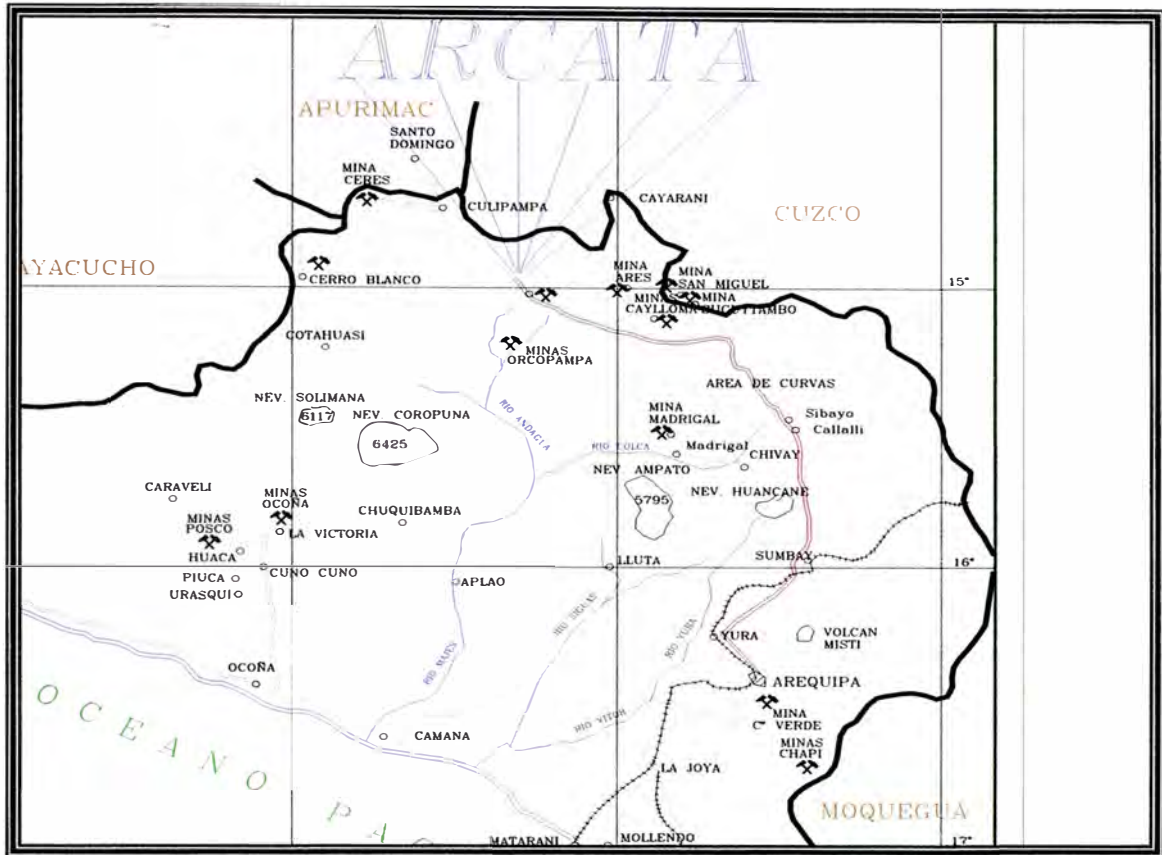


Fig. N° 02: Principales Accesos a la Mina Arcata.

1.3 RASGOS FISIográficos

1.3.1 CLIMA

En la mina Arcata presenta un clima frío y seco, característico de la región Puna y cordillera. La temperatura varía entre los 13 °C y -10 °C entre el día y la noche. El clima está dividido en dos estaciones marcadamente diferentes durante el año. Una seca y fría entre Abril y Noviembre, en esta época se producen las más bajas temperaturas (heladas en los meses de junio, Julio y parte de Agosto). La otra estación húmeda y lluviosa se presenta entre Diciembre y Marzo originando el incremento de las aguas por las precipitaciones sólidas y líquidas.

1.3.2 FLORA

La vegetación es restringida debido al clima frígido, la vegetación es típica de la puna y cordillera, y consta de Ichu, Yareta, Huila-Huila y pastos silvestres.

1.3.3 FAUNA

Los animales que habitan en esta zona son las alpacas, llamas, vizcachas, guanaco, taruca, venado, zorro andino; aves como la parihuana, gaviota, etc.

1.3.4 TOPOGRAFÍA Y FISIOGRAFÍA

La topografía de la región es accidentada y abrupta, de fuertes pendientes, quebradas profundas. Por su altitud según Pulgar Vidal la zona se encuentra ubicado en la región Puna o Jalca (4.100 a 4.800 m.s.n.m) encontrándose sus elevaciones más prominentes en la región Janca o Cordillera (4.800 m.s.n.m.).

El relieve presenta geformas de carácter positivo, dando lugar a una cadena de nevados como el nevado de Quilca a 5.070 m.s.n.m, el Jausi a 5.155 m.s.n.m., Calvario a 5.150 m.s.n.m., Babillo a 5.230 m.s.n.m y el nevado de Huaca–Huirí a 5.430 m.s.n.m. Entre las geformas principales de carácter negativo tenemos las quebrada Punco- Punco, Verdecucha, Huarocohuaico y la quebrada Puncuncho.

1.4 ORGANIZACIÓN Y DESCRIPCIÓN DE LA MINA

1.4.1 ORGANIGRAMA

Arcata es la Unidad Operativa más importante de Compañía Minera Ares S.A.C, y tiene un funcionamiento jerárquico tradicional, con un Gerente de Unidad Minera como responsable de todas las operaciones, asistido por los Superintendentes de las áreas operativas y de servicios.

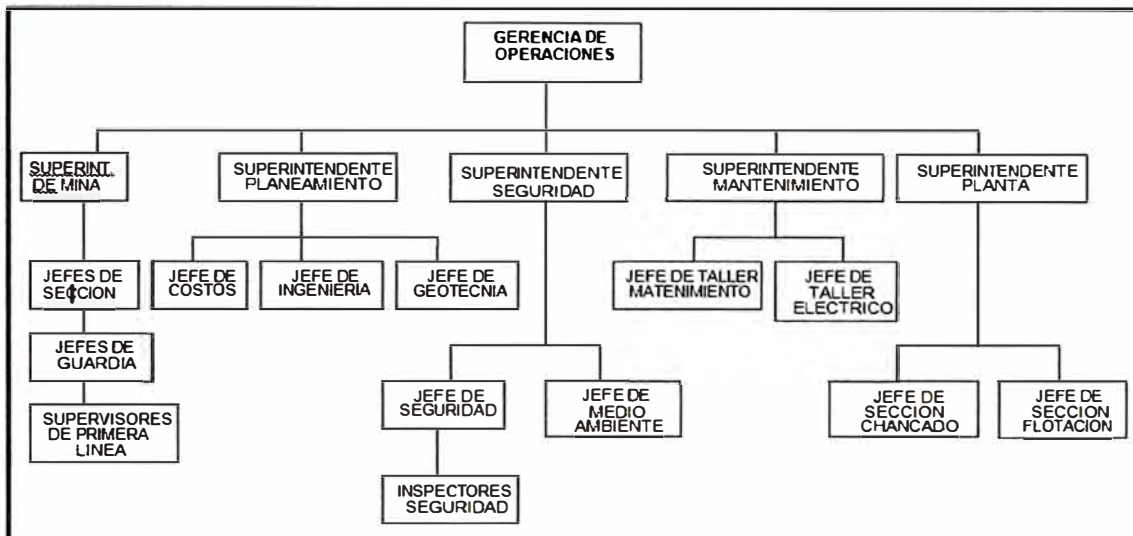


Fig. N° 03: Organigrama funcional de la UM Arcata

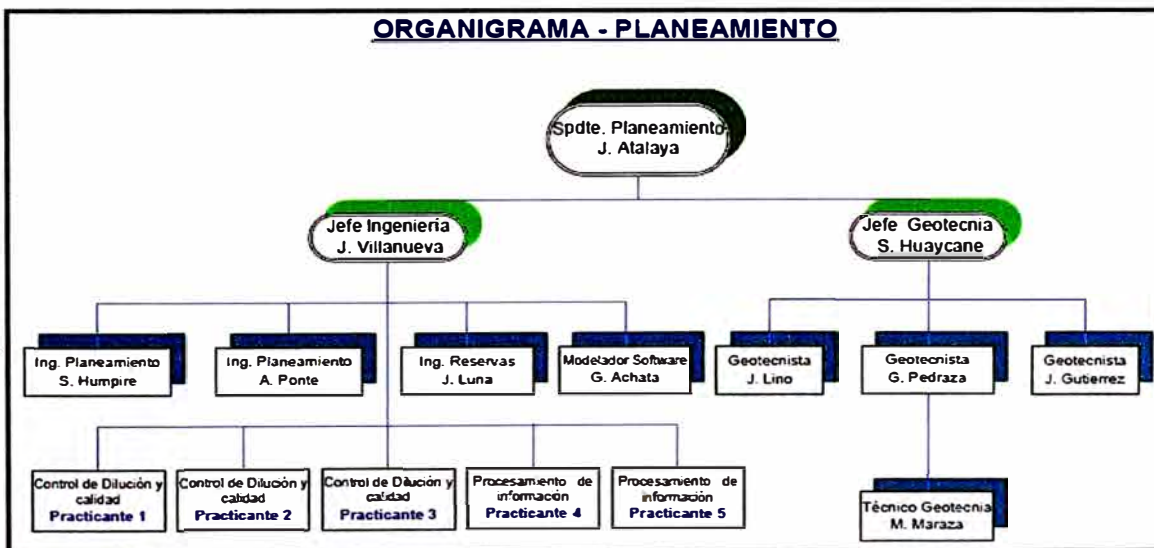


Fig. N° 04: Organigrama funcional de la Superintendencia de Planeamiento

1.4.2 POLITICA CORPORATIVA HOCHSCHILD MINING



Política de Seguridad, Salud, Medio Ambiente y Relaciones Comunitarias

HOCHSCHILD

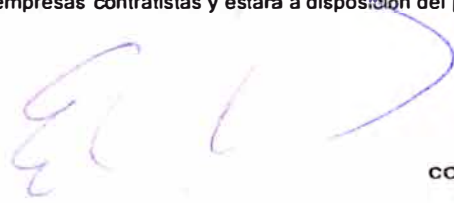
TIPO DE USO	AD_POL_Política de S_S_MA_RC.doc	Versión: 1
--------------------	---	-------------------

Política Corporativa

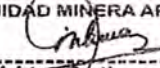
HOCHSCHILD MINING es una compañía minera de metales preciosos, enfocada en operaciones subterráneas principalmente en las Américas. Consciente de su Responsabilidad Social Corporativa, trabaja para alcanzar los más altos estándares de desempeño en la gestión de Seguridad, Salud, Medio Ambiente y Relaciones Comunitarias en todas sus Unidades Mineras, Proyectos de Exploración y Oficinas Administrativas, para lo cual asume los siguientes compromisos:

1. Generar las condiciones necesarias para la existencia de un ambiente de trabajo seguro y saludable, con prevención de la contaminación y respeto a las comunidades, mediante la implementación adecuada de su Sistema Integrado de Gestión de Riesgos Hochschild Mining – DNV, evitando pérdidas a las personas, equipos, procesos y medio ambiente.
2. Cumplir con la Legislación u otras disposiciones aplicables de cada país donde Hochschild Mining opera y, de la misma forma, con las exigencias que la Corporación suscribe, referidas a Seguridad, Salud, Medio Ambiente y Relaciones Comunitarias.
3. Promover la mejora continua en toda actividad que realice la Corporación a través de su sistema de gestión, en concordancia con los requerimientos de las Normas Internacionales ISO 14001 y OHSAS 18001, incorporando las mejores prácticas mundiales y los avances tecnológicos.
4. Prevenir y controlar cualquier acción que pudiera afectar la Seguridad, Salud, Medio Ambiente y Relaciones Comunitarias. Asimismo, proponer soluciones para que no se repitan las acciones que las hubiesen afectado.
5. Ejecutar programas de capacitación y comunicación en Seguridad, Salud, Medio Ambiente y Relaciones Comunitarias, a fin de concientizar, sensibilizar, mejorar y consolidar la Cultura de Responsabilidad Social en todos los Colaboradores.

Esta política será distribuida y difundida a los Colaboradores, comunidades vecinas, proveedores, empresas contratistas y estará a disposición del público que la requiera.



COMPANIA MINERA ARFS S.A.C
UNIDAD MINERA ARLATA



Ing. Adrian Corihuaman Mayta
GERENTE

Gerencia Corporativa de Seguridad, GC Salud y GC Medio Ambiente.	VP Recursos Humanos	Presidente Ejecutivo, CEO, y COO
Fecha de Publicación: 24/09/2008	Fecha de Vigencia: 24/09/2008	Pág. 1 de 1

Antes de utilizar alguna copia de este documento, verifique que la versión sea igual a la que muestra el repositorio oficial de documentos (ROD) definido para documentos del SGSI. Si este documento es una copia impresa, verifique la validez de la copia. De no ser válido, destruya la copia para asegurar que no se haga de esta un uso no previsto.

Fig. N° 05: Política Corporativa Hochschild Mining

1.4.3 SISTEMA INTEGRADO DE GESTION HOCHSCHILD – DNV

Es el Sistema que Integra la Gestión de Seguridad, Salud, Medio Ambiente y calidad para las unidades operativas del Grupo Hochschild.

El objetivo DNV es “Proteger la vida, la propiedad, los procesos y el Medio Ambiente”.

La Filosofía DNV plantea:

- Todos los incidentes se pueden evitar.
- El gerente de área es responsable de su seguridad y de la seguridad de la gente que labora en la sección a su mando
- El gerente de área es responsable de planificar los trabajos asegurándose del cumplimiento de la legislación ambiental vigente y la minimización de impactos negativos en el medio ambiente.
- Trabajar con Seguridad, cuidando la Salud y el Medio Ambiente es una condición del empleo.
- No reinventar la rueda, la pólvora.
- Los gerentes son responsables de entrenar al personal para que trabaje con Seguridad y cuidando la Salud y el Medio Ambiente.
- Seguridad, Salud y Medio Ambiente: valores claves para el éxito del negocio.



Fig. N° 06: Elementos DNV

Los beneficios del Sistema DNV son:

- Involucra a todo el universo de personal.
- Nos dice dónde estamos y a donde queremos llegar.
- Integra la gestión de riesgos con la de producción, elevando la productividad.
- Reducción progresiva de la ocurrencia de incidentes.
- Técnicas para la identificación de peligros y evaluación de riesgos.
- Mejora la comunicación entre trabajadores a todo nivel.
- Cumplimiento del marco legal existente.
- Mejoramiento continuo de la cultura de Seguridad, Salud y Medio Ambiente.

Proceso de Mejora Continua DNV:



<ul style="list-style-type: none"> ▪ IDENTIFICAR todas las exposiciones a pérdidas. (Inspecciones Planeadas, Reuniones de Grupo, Reporte sobre Condición de los Empleados, Encuestas, Análisis de Tareas Críticas, Observación de Comportamiento). Evaluación de aspectos e impactos ambientales. 	<ul style="list-style-type: none"> ▪ DESARROLLAR un Plan de acción (4Ts). <ol style="list-style-type: none"> 1. Terminar la exposición 2. Tratar la exposición 3. Tolerar la exposición 4. Transferir la exposición
<ul style="list-style-type: none"> ▪ EVALUAR el nivel de Riesgo presentado por cada exposición. 	<ul style="list-style-type: none"> ▪ IMPLEMENTAR el Plan de acción.
<ul style="list-style-type: none"> ▪ MONITOREO de la efectividad del plan de acción. 	

Fig. N° 07: Proceso de Mejora Continua DNV

1.4.4 OPERACIONES MINA

Las Operaciones de la Mina están divididas en dos zonas productivas, la Zona I que comprende principalmente los tajos de la Veta Mariana que aporta el 40% de la producción, y la Zona II que comprende el Sector de Ramales Norte de la Veta Marión y que cubre el 60% de la producción de la mina.

Se cuenta con tres rampas de acceso principales, distribuidos estratégicamente, todas interconectadas. También sirven como ruta de las troncales principales de Servicios, como son Ventilación (ingreso de aire fresco), instalaciones de Agua, Red de Aire Comprimido, y Cableado para Energía Eléctrica.

Se explotan con Corte y Relleno el 90% de la producción, y con Taladros Largos el 10% de la producción. Para el relleno se cuenta con una Planta de Relleno Hidráulico con una capacidad instalada de 700 m³/día.

1.4.5 FUERZA LABORAL

En Arcata laboran 810 personas en total, de los cuales: 620 son obreros y 190 son empleados; cuya mano de obra es calificada. En el marco de la Política de Relaciones Comunitarias, se tiene fuerza laboral de las comunidades andinas vecinas a la concesión minera, dentro de la planilla de obreros.

Debido al sistema de trabajo, por la rotación aplicada, la población que habitualmente se encuentra en la operación es alrededor de 540 personas. El régimen de trabajo es de 14 días en la operación y 7 días libres, dividido en dos guardias de trabajo de 10,5 horas cada una; donde el personal rota por tercios, dos de los cuales siempre están en operación.

1.4.6 PLANTA CONCENTRADORA

La Planta Concentradora de Arcata trata el mineral extraído de mina para producir un concentrado de flotación enriquecido en plata y oro.

En la sección chancado cuenta con una chancadora primaria, una chancadora secundaria y dos chancadoras terciarias. A su vez con un lavador de minerales, un clasificador helicoidal y una zaranda simple y doble, cuyo propósito es de reducir la roca mineral a 3/8".

En la sección molienda hay dos circuitos con sus respectivos molinos primarios, secundarios e hidrociclones cuyo fin o propósito es llegar a 70% malla -200 para una óptima liberación de la partícula rica y una buena recuperación de la misma.

Realiza una flotación convencional por medio del uso de banco de celdas Rougher, Scavenger y Cleaner obteniendo un concentrado BULK de plata, plomo, Zinc y Oro. La recuperación de plata es de 84,89 %.

El concentrado Bulk que se obtiene como ya se menciono anteriormente es espesado y filtrado por discos con la finalidad de reducir su contenido de humedad hasta un valor promedio de 10% y para luego ser embolsado y ensacado con un peso de 50 Kg. cada uno y ser

trasladado al puerto de Matarani en la Provincia de Islay en la Región Arequipa.

La compañía cuenta con la certificación del ISO 14001 y con su propio Sistema de Gestión de Seguridad basado en el sistema Istec, el cual lo ha llevado a ser reconocido a nivel nacional como la empresa número uno y líder en gestiones de seguridad, compitiendo y ganando a las empresas más prestigiosas y grandes del país.

Inicialmente planta concentradora trataba 1350 TMSD, ampliándose posteriormente en el año 2009 para conseguir un tratamiento de 1750 TMSD, el cual consistió en el cambio e implementación de nuevos equipos:

SECCION CHANCADO:

- Chancadora C-100 (Chancado Primario)
- Chancadora HP- 300 (chancadora secundaria)
- 02 Chancadoras HP-200 (Chancadora Terciaria)
- 02 Zarandas Dobles (Clasificación secundaria y terciaria).
- Cambio de fajas transportadoras con mayor capacidad en toda la sección.

SECCION MOLIENDA:

- Implementación de 02 tolvas de finos (Capacidad de 500 TM c/u.)
- Implementación de 02 molinos primarios 9,5 x 12 y 8 x 10.
- Cambio de bombas en toda la sección.

SECCION FLOTACIÓN:

- Se rehabilita un tercer circuito de flotación con de celdas OK3.
- Implementación de 02 celdas Columna para limpieza de concentrado.
- Implementación de nuevos sopladores de aire.

SECCION RELLENO HIDRAULICO:

- Implementación de Bomba GEHO TZPM 800.

SECCION RELAVE:

- Implementación de Bomba GEHO TZPM 180.
- Implementación de un Espesador 50 x 13.
- Se realizó la 2da etapa del recrecimiento de Cancha de Relave No 6.



Fig. N° 08: Nuevo molino 9 ½' x 12', para el tratamiento de 1750 t/ día



Fig. N° 09: Celdas de Flotación.

CAPITULO II: ASPECTOS GEOLOGICOS

2.1 GEOLOGIA REGIONAL

Arcata se encuentra situada en un amplio arco volcánico de edad miocena, conformado por lavas de composición intermedia a ácidas y afiliación calco-alcalina, típicas de márgenes continentales.

Los Andes Centrales del Sur de Perú constituyen un área clásica de levantamiento debido principalmente a tectonismo compresivo. Sin embargo, este tectonismo debe haber sido cíclico y episódico, reflejado por la presencia de eventos de extensión relacionado a periodos de relajación entre los eventos compresivos mencionados. En dicho marco tectónico son habituales los movimientos de deformación transtensivo y transpresivo en donde son frecuentes los cambios rápidos en la dirección de los esfuerzos.

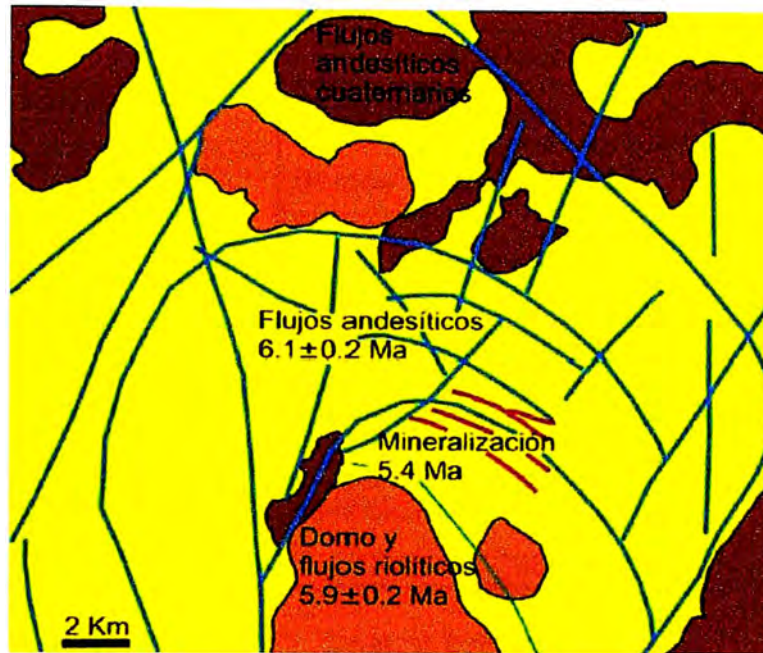


Fig. N° 10: Geología simplificada. Mineralización Arcata centrada por un domo riolítico.

En el marco regional la fosa (graben) de Arcata parece estar controlada por una estructura circular, posiblemente un colapso tipo caldera. Arcata se desarrolla hacia el norte-noreste de dicho rasgo. Las vetas son arqueadas, cóncavas hacia el sur, paralelas al borde de la mencionada estructura regional, que posee unos 20 kilómetros de diámetro y está centrada por un domo riolítico.

2.2 ESTRATIGRAFIA

Las vetas de Arcata se intruyen en rocas volcánicas del Mioceno, formadas por lavas intercaladas con rocas volcanoclásticas. Se reconocen dos potentes paquetes de lavas andesíticas a dacíticas, del inferior no se conoce la base por lo tanto su potencia no puede ser estimada, mientras que el superior posee más de 300 metros de espesor de lavas macizas.

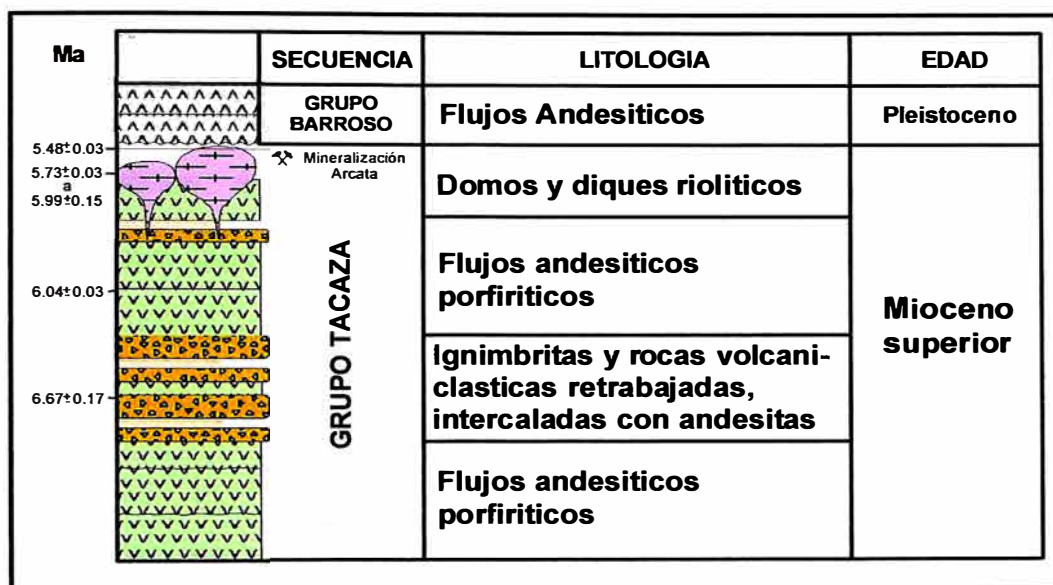


Fig. N° 11: Columna Estratigráfica

Entre ambos se desarrolla una secuencia volcánoclastica de alrededor de 100 metros de potencia media formada por piroclastitas primarias y rocas clásticas re trabajadas de grano fino. La secuencia lávica y la clástica poseen una respuesta marcadamente diferente de la fracturación.

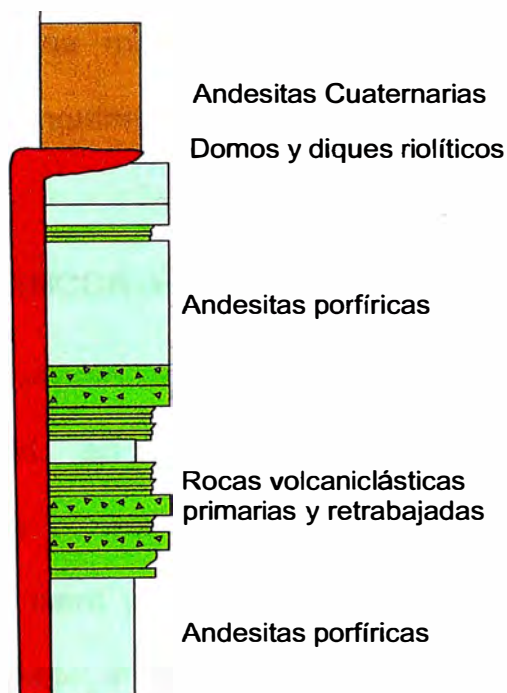


Fig. N° 12: Columna Estratigráfica Simplificada

Por su parte, las lavas se comportan de manera competente, desarrollando fracturas continuas y abiertas, mientras que las rocas volcanoclásticas, en particular las de grano fino y bien estratificadas, resultan más incompetentes frente a los esfuerzos, no desarrollando fracturas continuas y abiertas, sino que las fracturas se ramifican, se forman brechas y hay menos disponibilidad de espacios abiertos.

2.2.1 GRUPO TACAZA (MIOCENO)

Una secuencia de facies volcánicas lávicas, aglomerádicas y tobas, de naturaleza mayormente andesítica constituye la mayor parte del grupo Tacaza que se expone en el área. Normalmente este conjunto litológico forma la zona de las lomadas y por lo general exhibe tonalidades variadas entre verdosas, amarillentas y rojizas. Este facie volcánico consta de elementos líticos de andesitas de textura afanítica y porfírica de diferente tamaño y presenta una matriz de naturaleza igualmente andesítica, mostrando contornos angulares, subangulosos y subredondeados.

2.2.2 VOLCANICO SENCCA (PLIOCENA)

Componen los afloramientos de rocas depositadas en forma levemente horizontal en el fondo de la quebrada Sencca. Litológicamente, está constituida por tufos de composición dacíticas riolítica, de color gris claro y rojizo; poseen una textura homogénea con una cohesión apreciable; macroscópicamente se han determinado los siguientes minerales: feldespato potásico, plagioclasas, cuarzo, vidrio

volcánico y biotita. Además, contienen fragmentos de pómez, escoria y lavas que pueden ser redondeadas, subredondeadas, angulosos y de tamaño variable. La potencia de este volcánico no es constante alcanzando un máximo de 50 a 70 metros.

2.2.3 GRUPO BARROSO (PLEISTOCENO)

Representada por un vulcanismo lento o de tipo efusivo, los productos han sido afectados a partir de un magma intermedio y yacen como mantos y coladas de lavas. Litológicamente están constituidas por andesitas, traquitas y traquiandesitas, cuyos afloramientos se representan formando conos, cúpulas irregulares y bancos de posición horizontal o con suaves inclinaciones.

2.2.4 DEPOSITOS CLASTICOS CUATERNARIOS

Sobreyaciendo a las unidades volcánicas, en forma aislada se encuentran una variedad de depósitos cuaternarios los cuales tienen su origen en rocas volcánicas, estos depósitos son esencialmente morrénicos fluvio-glaciares y aluviales, siendo estos últimos los que actualmente continúan en proceso de formación.

2.3 GEOLOGIA LOCAL

La geología de la mina de Arcata está compuesta por una sucesión de flujos lávicos andesíticos a dacíticos de gran espesor, intercalados con rocas volcanoclásticas tanto de origen primario como retrabajadas.

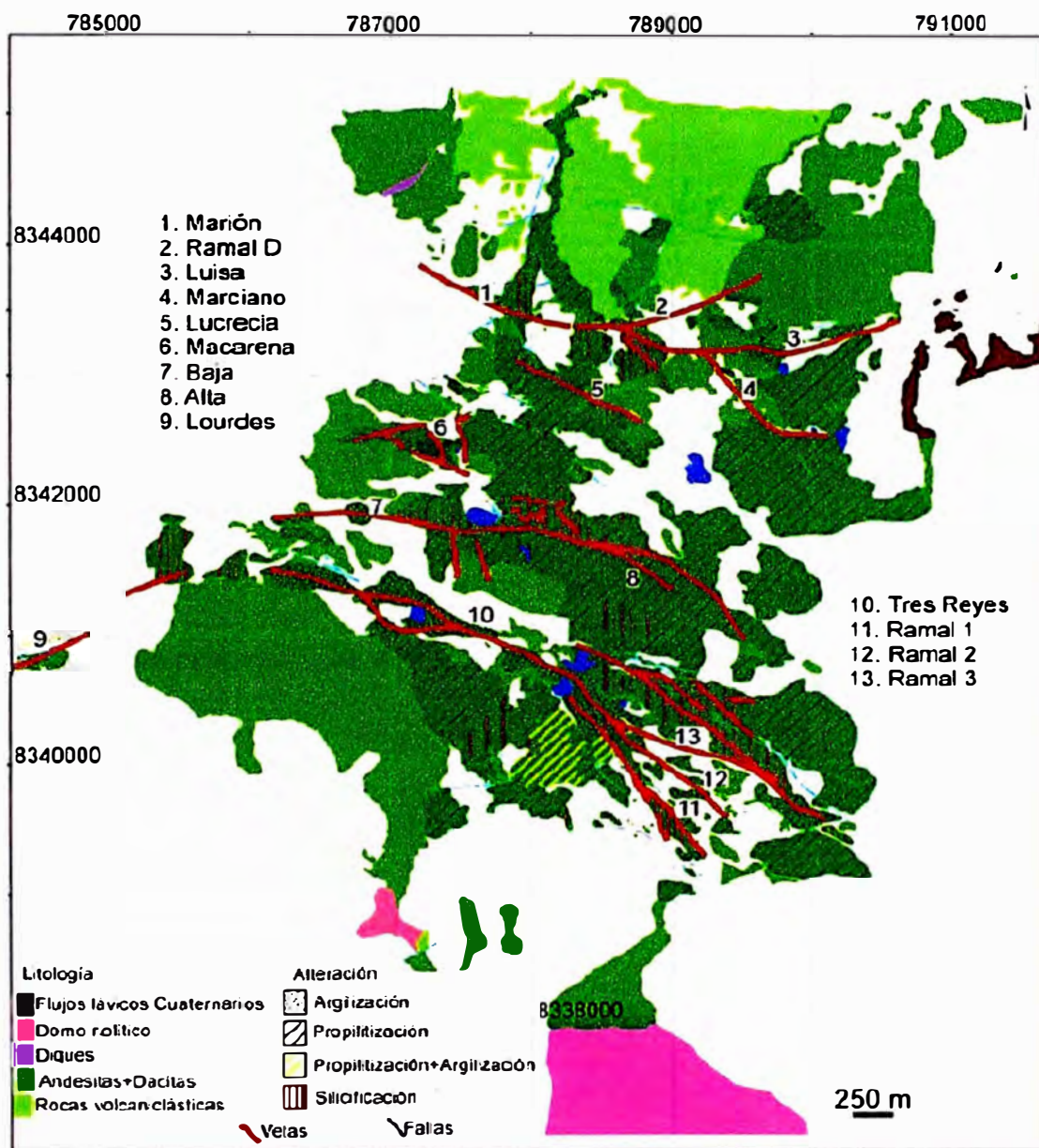


Fig. N° 13: Mapa geológico simplificado del Distrito Minero Arcata.

Las lavas son porfíricas con fenocristales abundantes de plagioclasa tabular, de alrededor de 1 cm de longitud, y minerales ferromagnesianos, principalmente agujas de piroxenos de pocos milímetros y láminas de biotita también pequeñas que no superan 1 cm de diámetro. A veces, fenocristales de cuarzo están dispersos en una pasta afanítica gris.

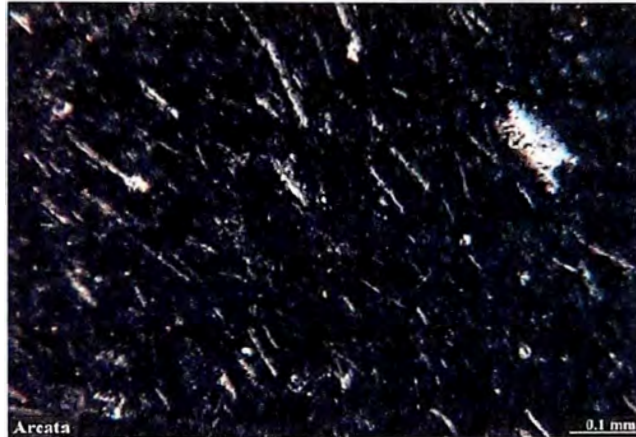


Fig. N° 14: Sección translúcida.

En general, la disposición de los fenocristales es azarosa, aunque en sectores se observa una alineación que evidencia cierta fluidalidad, son macizos con disyunción columnar.



Fig. N° 15: Flujos lávicos

Intercalados con los depósitos lávicos descritos se reconoce una potente sucesión de rocas volcanoclásticas formadas principalmente por flujos piroclásticos compuestos por brechas matriz sostén, que muestran diferentes grados de soldamiento.

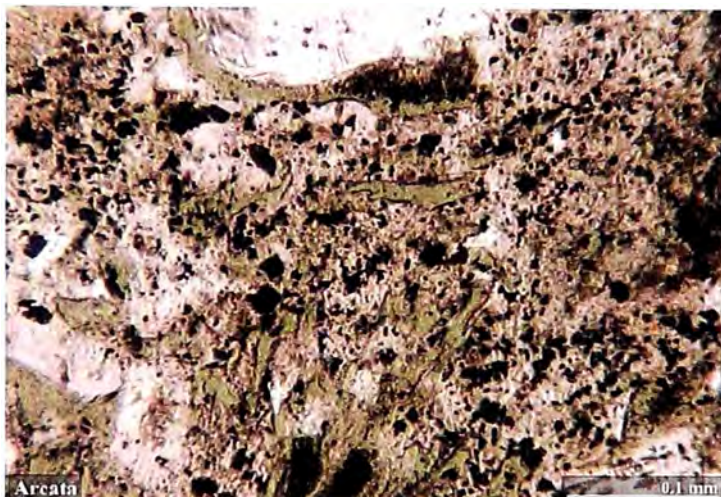


Fig. N° 16: Detalle en corte de sucesión de rocas volcanoclásticas

Se trataría de flujos piroclásticos primarios que podríamos describir como ignimbritas de composición ácida. Los flujos de ignimbritas son macizos, individualmente no muy potentes, sólo varios metros. En estos depósitos es característica una fina estratificación dada por alternancia de láminas formadas por partículas gruesas y finas, en ocasiones con estratificación entrecruzada de bajo ángulo. La alternancia de depósitos volcanoclásticos gruesos, brechas piroclásticas matriz sostén, con depósitos estratificados más finos que en general son una alternancia de areniscas y pelitas oscuras piroclásticas, es muy clara en los testigos de perforación del área de Tres Reyes.

2.4 CONTROLES ESTRUCTURALES

El Distrito Minero Arcata se caracteriza por la presencia de dos juegos de lineamientos regionales conjugados de rumbo noroeste y noreste, que actuarían paralelos y transversales al arco volcánico Mioceno, respectivamente. Sobre impuesto a estos lineamientos se reconoce una estructura circular de aproximadamente 15 kilómetros de diámetro.

Posiblemente se trate de una estructura de colapso relacionada al evento volcánico ya que se encuentra centrada por un domo de composición riolítica. En este marco, las vetas de Arcata se disponen asociadas a las fracturas arqueadas paralelas al margen de dicha estructura circular y hacia su borde norte-noreste.

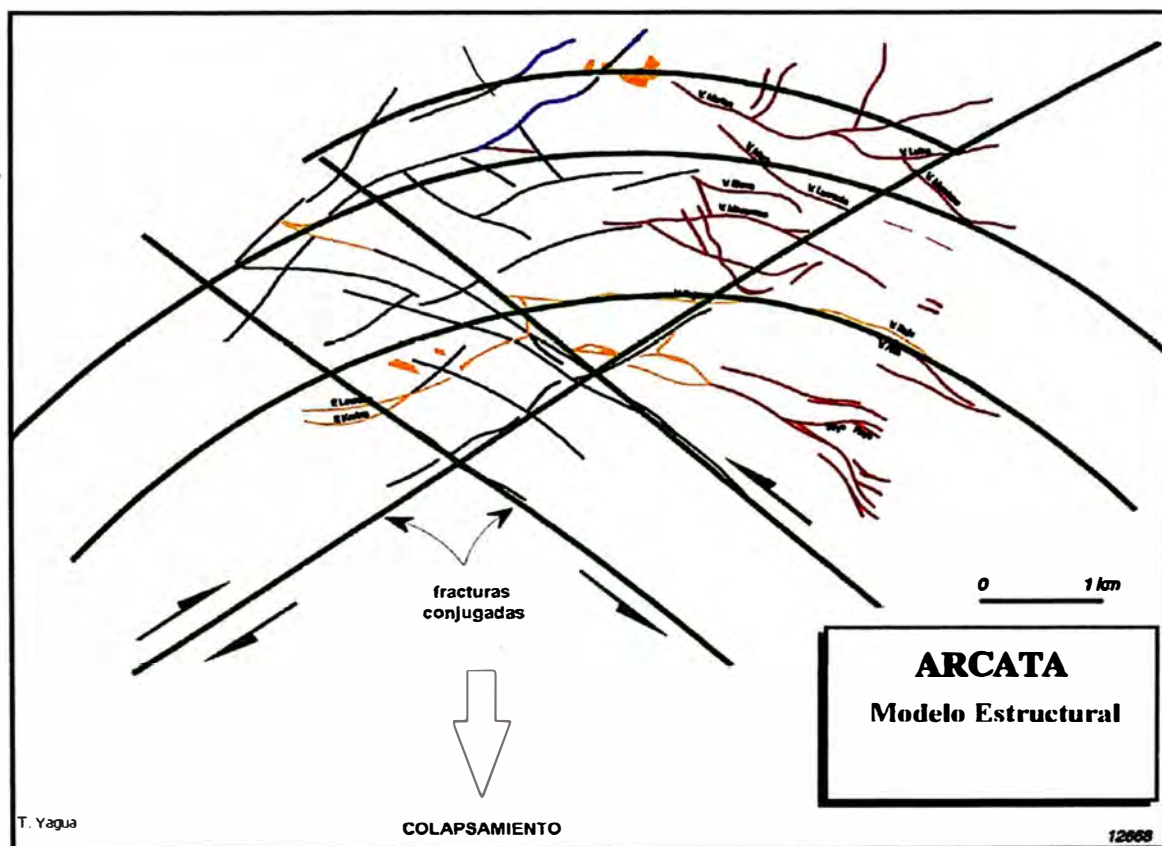


Fig. N° 17: Modelo Estructural Arcata

Las principales vetas están localizadas por fallas normales de rumbo noroeste con un movimiento predominante paralelo a la inclinación. Sin embargo, existen estructuras con un comportamiento conjugado al anteriormente descrito, representado por vetas menores que son fallas transversales de rumbo norte-sur con un comportamiento tipo dominó.

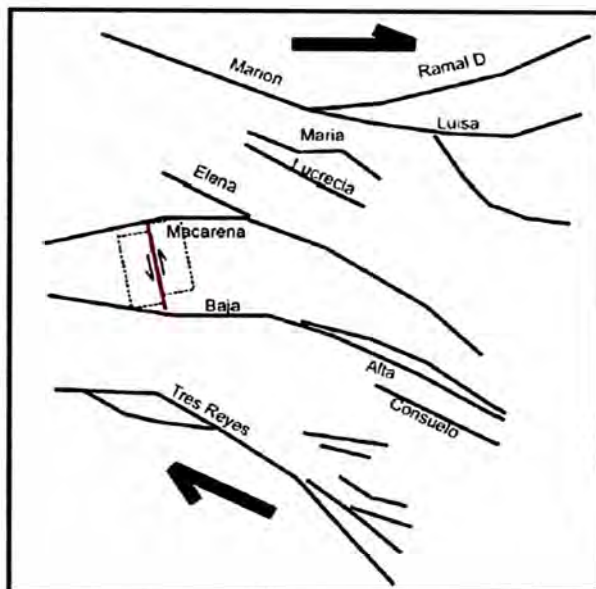


Fig. N° 18: Mapa simplificado de las estructuras mineralizadas Arcata.

2.5 MINERALOGIA

Las vetas poseen una mineralogía compleja donde se reconoce cuarzo macizo o bandeado de grano fino a medio, calcita lamelar, rodonita, rodocrosita, adularia, fluorita y calcedonia en las partes altas. Los sulfuros más comunes son pirita, marcasita en las partes más altas, esfalerita, galena, calcopirita, pirargirita, tetrahedrita (freibergita), acantita y estibina. En general se reconoce un aumento en profundidad de los sulfuros de metales base. También se mencionan localmente pirrotina, arsenopirita, polibasita, electrum, stefanita y mckinstrita.

2.5.1 MODELO DE MINERALIZACIÓN.

La mineralización de Arcata se localiza en vetas subparalelas de rumbo predominante noroeste, continuas y bien desarrolladas. Existen algunas estructuras menores que se disponen transversalmente con alto ángulo a las mencionadas, y no llegan a formar clavos de importancia.

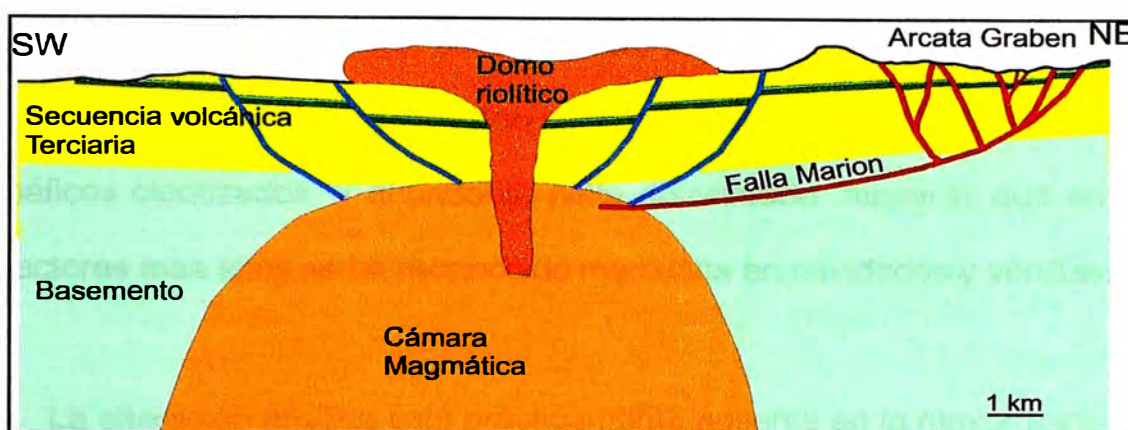


Fig. N° 19: Relación entre la fosa (graben) de Arcata y la estructura de colapso.

Las vetas poseen desde centímetros hasta más de 10 metros de potencia, con texturas de relleno de espacios abiertos como bandeados costriiformes, en cucarda, crecimientos en peine y brechas. Los clavos mineralizados suelen ser continuos tanto horizontal como verticalmente, extendiéndose subhorizontalmente y confinados preferentemente dentro de las lavas andesíticas a dacíticas superiores. La mineralización consistente en plata con cantidades variables de oro y metales base se puede clasificar como un depósito epitermal de sulfuración intermedia.

2.5.2 TIPOS DE ALTERACIÓN.

La alteración hidrotermal más ampliamente distribuida es la propilitización, caracterizada por una alteración a clorita sobre los minerales máficos y en la pasta de las vulcanitas, mientras que las plagioclasas se encuentran alteradas de débil a fuertemente por sericita y/o calcita. En las cercanías de las vetas se reconoce un fuerte metasomatismo potásico, caracterizado por la presencia de cuarzo y adularia, con las plagioclasas frecuentemente sericitizadas y los minerales máficos cloritizados, y abundante pirita diseminada, mientras que en los sectores más altos se ha reconocido marcasita en cavidades y venillas.

La alteración argílica está prácticamente ausente en la mayor parte del distrito, con la excepción de sectores localizados en veta Baja y Tres Reyes, donde se reconoce un halo de alteración argílica avanzada, formada casi exclusivamente por caolinita y escasa alunita de grano fino. Esta alteración argílica no se encuentra asociada a leyes económicas de plata, con la única excepción del ramal 2 en el sector sudeste de veta Tres Reyes, donde la alteración argílica está presente en las rocas encajonantes, pero principalmente dentro de la veta que presenta una textura de brecha y altos valores de plata.

2.5.3 PARAGÉNESIS.

No hay estudios de paragénesis mineral en Arcata, sin embargo, varios estadios depositacionales pueden ser identificados:

Estadio inicial: corresponde a calcedonia y cuarzo fino con bandeo coloforme de color blanco a rosado y en ocasiones gris, debido probablemente a la presencia de pirita fina diseminada. En sectores restringidos se ha reconocido la presencia de cuarzo reemplazando a calcita lamelar, por lo que se estima que pudo haber ocurrido un pulso, aunque no muy expandido de calcita.

Estadio de minerales de manganeso: El primer pulso es cortado por un bandeo costriforme con bandas de minerales de manganeso (rodonita y rodocrosita), calcita lamelar, cuarzo de grano medio a grueso con texturas en peine y bandas delgadas de sulfuros, principalmente esfalerita, galena, calcopirita, tetrahedrita y pirargirita. Habría dos pulsos de sulfuros que los podríamos ubicar como subestadios dentro del segundo pulso de depositación, con la diferencia que el primer subestadio es de grano más grueso, más rico en cuarzo y metales base, mientras que el segundo subestadio es más bandeado, de grano más fino, rico en minerales de manganeso y metales preciosos.

Estadio final: se reconoce un último estadio estéril formado por calcita maciza en partes reemplazada por cuarzo.

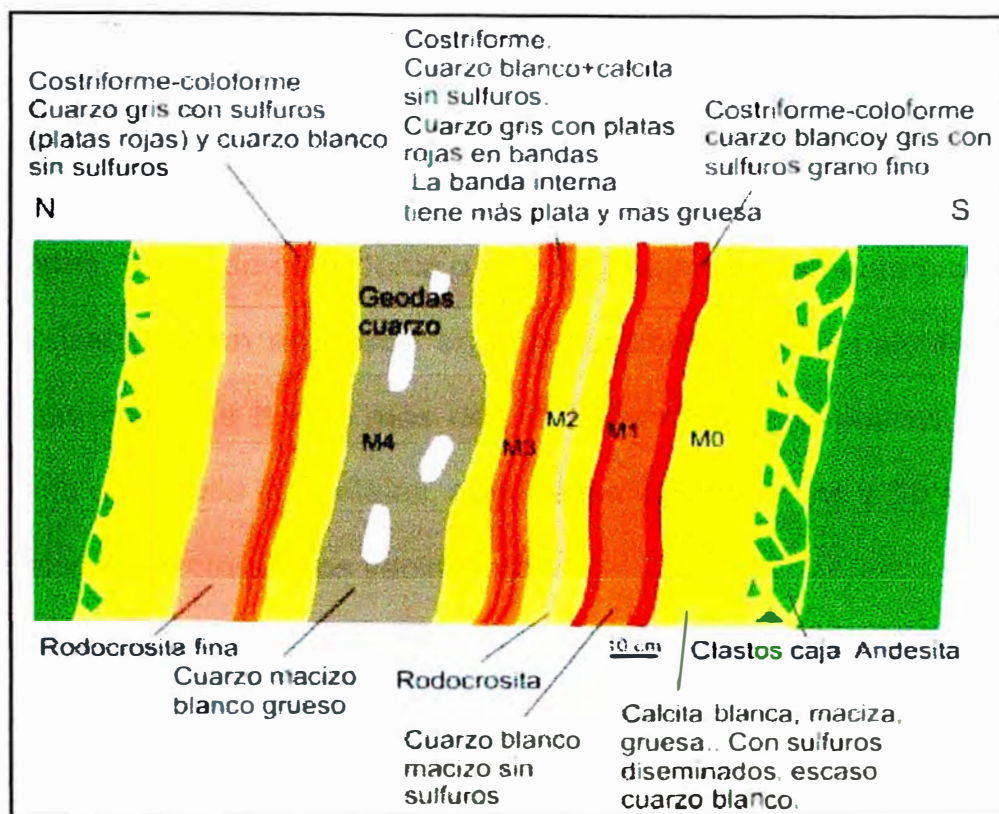


Fig. Nº 20: Paragénesis mineral

La pirita es anhedral a euhedral y suele incluir a la pirrotina, galena y esfalerita. La esfalerita suele contener exsoluciones de calcopirita y a su vez se encuentra cortando a pirita y galena, esta última suele estar englobada tanto en pirita como en esfalerita. La calcopirita aparece como exsoluciones en la esfalerita y también englobando a esfalerita y galena, por lo que se interpreta que puede ser una de las últimas fases de sulfuros en precipitar, suele encontrarse relacionada a los minerales que contienen plata. Los principales minerales portadores de plata son pirargirita, tetrahedrita (freibergita) y acantita, y se reconocen como minerales póstumos en la secuencia de deposición de sulfuros, se presentan en grano muy fino, o precipitados en cavidades o como pátinas.

2.5.4 MODELO DE MINERALIZACION O ZONEAMIENTO

Las vetas de Arcata están fuertemente zonadas tanto en sentido vertical como horizontal. En las partes superiores de las vetas se observa una ancha “capa” de calcedonia o cuarzo fino, probablemente producto de recristalización, con alteración argílica asociada (caolinita-alunita). Hacia abajo las vetas se hacen más definidas formadas por cuarzo macizo y muy bajo contenido en metales, aunque los valores de As y Sb suelen ser anómalos respecto a otros yacimientos.

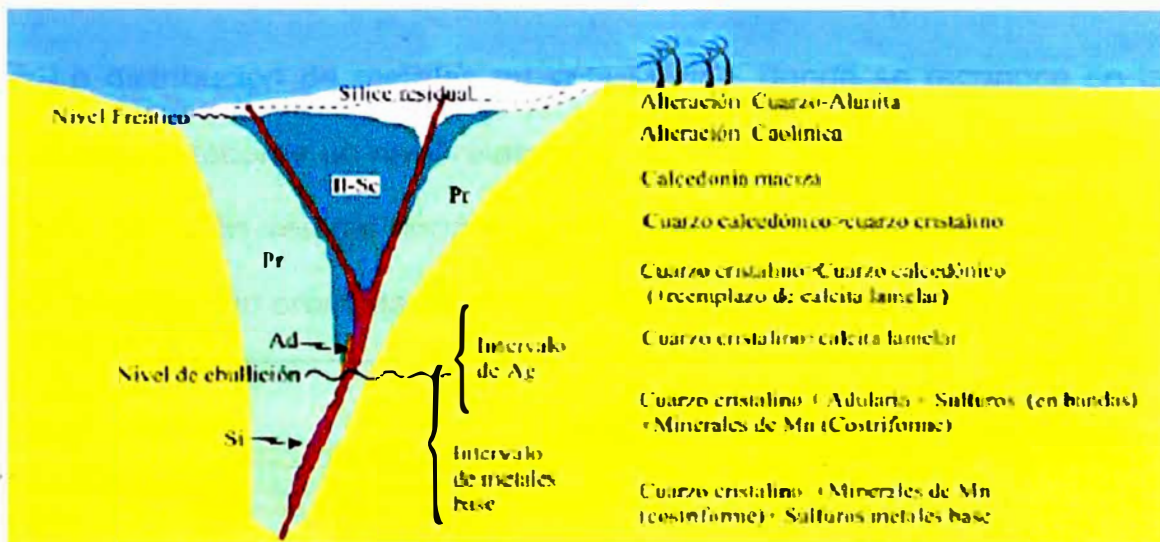


Fig. Nº 21: Esquema de la distribución vertical de minerales y metales en Arcata.

El cuarzo se torna progresivamente más cristalino en profundidad y aparece la calcita lamelar, parcialmente reemplazada por cuarzo. En las zonas más profundas reconocidas, coincidiendo con las zonas de leyes económicas, aparecen los minerales de manganeso (rodonita y rodocrosita) y el cuarzo de grano medio a grueso, con textura en peine.

Horizontalmente se tiene más o menos la misma zonación.

Zonación vertical

	Superior	Medio	Inferior
Minerales de ganga	Sílice amorfa maciza Caolinita-alunita	Cuarzo bandeado Coloforme	Calcita, rodonita- rodocrosita
Minerales de mena	----	Estibina, sulfosales de Ag	Sulfosales de Ag, galena, esfalerita, calcopirita
Elementos		Sb (Ag)	Ag, Pb, Zn, (Cu)

Zonación horizontal

	Este-sudeste	Oeste-Noroeste
Minerales de ganga	Sílice amorfa maciza Caolinita-Cuarzo gris	Calcita, rodonita-rodocrosita
Minerales de mena	Pirargirita (tetrahedrita) Esfalerita amarilla	Tetrahedrita, galena, esfalerita oscura, calcopirita
Elementos	As, Sb, Ag	Ag, Pb, Zn, (Cu)

Fig. N° 22: Mineralogía y Geoquímica en las zonas horizontales y verticales.

La distribución de metales en veta Marión, donde se reconoce en la base de las labores un nivel relativamente más rico en oro, no obedecería a una zonación vertical normal para los depósitos epitermales, donde el oro o la relación oro/plata tendría que disminuir en profundidad.

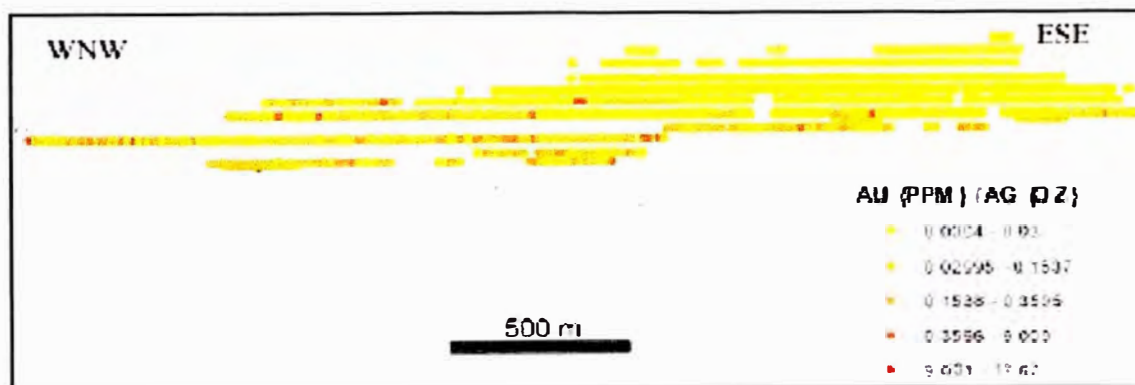


Fig. N° 23: Sección longitudinal de veta Marión con los contenidos de Au (ppm) en relación a la Ag (oz), observándose el aumento relativo del Au en la base de las labores.

El relativo aumento del oro y también de la relación oro/plata en el nivel inferior de Marión podría sugerir la presencia de otro estadio de mineralización con contenidos más elevados en metales (tardío).

2.6 GEOLOGIA DE LOS SISTEMAS DE VETAS

Las primeras estructuras de vetiformes descubiertas y trabajadas en Arcata se han agrupado en los siguientes sistemas:

- Sistema de vetas Marion – Luisa – Ramal D – Marciano
- Sistema de vetas Macarena – Baja – Alta
- Sistema de vetas Tres Reyes

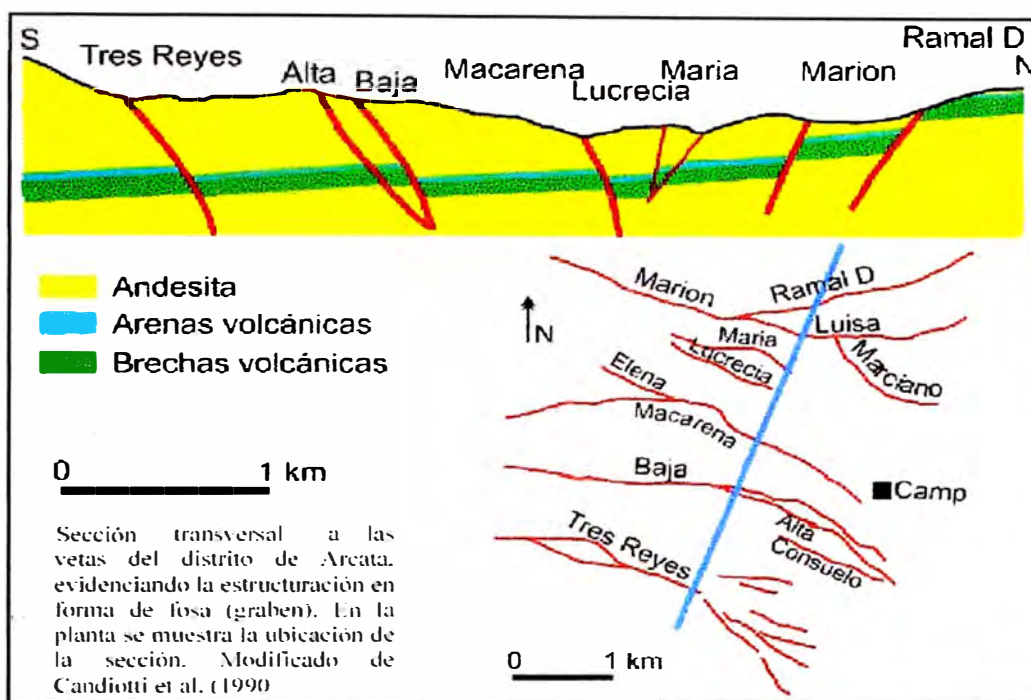


Fig. N° 24: Principales sistemas de Vetas Arcata

La mayoría de las principales vetas están localizadas en fallas normales subparalelas que poseen un rumbo de este-oeste a oeste-noroeste e inclinan entre 40° y 65° . Las vetas del sector norte integradas por el sistema Marión, que incluye a la veta Marión, D, Luisa y Marciano, inclinan hacia el sur, mientras que el resto de las principales vetas del Distrito inclinan hacia el norte. El movimiento de dichas fallas origina una fosa (graben) con un desnivel total de más de 100 metros.

Con las exploraciones al Norte del Yacimiento, se han encontrado:

2.6.1 VETA MARIANA

La mineralogía de la veta Mariana es la misma que aquella de las vetas que tienen rumbo E-O en el distrito Arcata lo que indica que ambas son cronológicamente contemporáneas. La veta mide por lo menos 3 kilómetros de largo con un ancho de hasta 2-3 metros. En el afloramiento, la veta exhibe una textura de brecha y en las cavidades abiertas se observa la presencia de cuarzo transparente tipo diente de perro.

2.6.2 VETA ALEXIA

La veta Alexia tiene rumbo más hacia el NNE y posiblemente constituyen un conjunto de vetas con un rumbo generalizado N que probablemente se formó como un conjunto de vetas puente que conectan las vetas en echelón de rumbo E con las de rumbo NE

2.6.3 VETA NICOLE

No aflora en superficie, de Rumbo promedio de E-W, estructuralmente buza 70° - 75° N, con potencia de 0,6 a 1,1 metros. Esta estructura presenta un ensamble mineralógico cuarzo-rodocrosita-rodonita-calcita-metales bases en menor proporción (galena-esfalerita) - sulfosales de plata, tipo rosario en vertical y horizontal de textura bandeada. La roca encajonante es lava andesítica débilmente silicificada - propilitizada.

CAPITULO III: PLANEAMIENTO Y OPERACIONES MINA

3.1 MANEJO Y PROCESAMIENTO DE LA INFORMACION

En Arcata, la información resultado de los trabajos de las áreas que prestan servicio a la operación tiene un tratamiento especial a modo de bases de datos gráfica y numérica. Son fuente de reportes on-line, que nos permite tener en tiempo real las proyecciones y análisis de resultados como herramienta estratégica en la toma de decisiones.

3.1.1 LEVANTAMIENTO TOPOGRAFICO

Arcata cuenta con un sistema Integrado de Información denominado "GEM" que compila toda la información proveniente del levantamiento topográfico de canales de muestreo, tajos en explotación con secciones sistemáticas, avances lineales con detalles en sección. Todo se archiva procesando la Data GSI para convertirla en archivos CSV.

3.1.2 MUESTREO POR CANALES

Como una aplicación interna del Sistema GEM, existe una interface de enlace directo entre Geología y Laboratorio Químico que reportan y gestionan los resultados de las leyes de las diferentes muestras que diariamente se envían al Laboratorio. Los reportes duran entre 12 y 24 horas dependiendo de la prioridad que Geología asigna a cada una de ellas, ensayándolas por Ag, Au, Pb, Zn, As.

3.1.3 PROYECTOS Y PLANES DE PRODUCCION

Todos los planes de Producción anual y mensual revisados y aprobados se envían a todas las Superintendencias y Jefaturas Operativas, y con el apoyo del Área de Costos se carga al Sistema SAP para la asignación de los centros de costos, diferenciación de Inversión y Gasto Operativo y posterior control de todos los recursos materiales utilizados durante la vigencia del programa.

3.1.4 REPORTE DE LA MINA

Los Reportes de la operación de la mina son los controles más importantes por estar involucrados los elementos generadores de los mayores costos en la operación. Se controlan principalmente:

- **Materiales:** Todo tipo de material diariamente se filtra y controlan mediante los vales de salidas de almacén, que a su vez los asigna y distribuyen de acuerdo a los centros de costo de la labor de destino.

- **Producción:** El control por guardia de los tickets de balanza que corresponden a los volquetes que transportan el mineral de las tolvas principales de cada tajo a la tolva de gruesos de la Planta Concentradora, se consolidan al cierre de la guardia, discriminando los viajes directos a la Planta y los viajes que alimentan las diferentes canchas que se manejan en la Unidad. El reporte final contiene el detalle de la producción por tajos.

- **Equipos:** Los equipos que se encuentran en la operación son monitoreados permanentemente en la guardia, reportando todas las incidencias en el formato de control de equipos. Al cierre de la guardia dicho reporte es alimentado a una hoja de cálculo que actualiza los rendimientos del día y del acumulado del mes, siendo este reporte de equipos una herramienta fundamental para la toma de decisiones de mantenimiento y también para realizar los cambios con la finalidad de garantizar los compromisos de producción de cada tajo.

3.1.5 REPORTES DE PLANTA

La Planta Concentradora se encarga de emitir diariamente en cada guardia los reportes de avance y reportes preliminares del balance Metalúrgico. Asimismo, basados en los estos reportes, al medio día reportan los finos equivalentes obtenidos de la operación diaria con el acumulado a la fecha de reporte, incidiendo en el reporte de recuperaciones para el oro y la plata, e indicando los principales problemas suscitados en la operación diaria.

3.2 PLANEAMIENTO DE MINADO

3.2.1 LOM (Life of Mine)

En la Mina Arcata, el Planeamiento tiene como base el Plan Estratégico a 5 años, los cuales se van delineando con un mayor detalle en las Metas Físicas Anuales que son elaboradas en setiembre, y tiene como base los Recursos Minerales reportados por Geología para que Planeamiento mediante los modificadores de dilución y filtros operativos se declaren como reserva parte de ellos. El Reporte de Reservas se congela para diagramar las áreas de minado hasta su agotamiento. Se complementa con el cálculo de los recursos en Desarrollo, Infraestructura, Preparación y Explotación, para costearlo a las condiciones de la mina y calcular el grado de inversión de la mina, así como también el costo unitario proyectado de la unidad.

La mina tiene un programa de 1,800 toneladas diarias de mina, y un programa de avances cercanos a los 100 metros día de avances. Asimismo, la Planta Concentradora procesa 1,750 toneladas por día.

3.2.2 PRESUPUESTO ANUAL (PLAN_CERO)

Parte de la información entregada por el departamento de Geología, que nos reporta el consolidado de recursos con lo que cuenta la Unidad Minera al cierre de Junio de cada año. Con esta información, sumado a las condiciones de explotación de la mina en el marco del LOM, se define

las zonas a desarrollar y dotar de Infraestructura (Labores de profundización, Raise Borer, Talleres, etc.), que nos garanticen un incremento de reservas que reponga la explotación y un incremento adicional que acerque la meta de tener la mina con 4 años de vida. Con el programa de Explotación, en función a la capacidad de Planta, se determinan las preparaciones necesarias para un ritmo de explotación, así como la fuerza laboral y el grado de inversiones en equipos y servicios de la mina. Todo lo descrito anteriormente se consolida en el archivo del presupuesto anual, discriminado en Costo Operativo e Inversión.

3.2.3 PLAN MENSUAL (PLAN_FLEXIBLE)

Este plan se realiza en una reunión los días 15 de cada mes, con la información actualizada que ofrecen las Jefaturas de Geología, Mina, Planeamiento, Seguridad y Medio Ambiente, así como las opiniones técnicas de Geomecánica, Modelamiento, Topografía e Infraestructura.

Para el programa de producción se utiliza el modelo geológico de corto plazo, que se va actualizando con los valores de punto al cierre de cada mes. Para ello se generan los cortes proyectados a minarse en el mes y empleando el programa MineSight con la aplicación Interactive Planner extraemos las leyes de Plata y Oro por tajo, para luego consolidar la ley del programa del mes.

Para el programa de Avances nos apoyamos en la base de datos grafica de la mina, que se maneja a través del programa ArcView, actualizamos los levantamientos, y en base a los indicadores de los recursos existentes en la mina y las condiciones de trabajo, programamos los metros de avances lineales en desarrollos, infraestructura y preparaciones en función a la operación y a los objetivos anuales. En esta etapa se calcula el aporte de mineral producto del avance de Galerías.

3.2.4 PLANEAMIENTO DE SERVICIOS

Cada mes junto a la Supervisión de Mina y de Mantenimiento, se actualizan los unifilares de Ventilación, Relleno Hidráulico, Drenaje, Energía, Agua y Aire, para buscar oportunidades de mejora en los principales circuitos de la mina. Se planea:

- Programa de Raise Borer de ventilación en superficie y Mina.
- Programa de Raise Borer de Servicios (Ore Pass)
- Programa de Buzones, con los trabajos adicionales de instalación.
- Programa de Limpieza de Desarenadores del Circuito de Drenaje
- Programa de Taladros DDH para cableado eléctrico.
- Programa de Mantenimiento del sistema de Bombeo y de Relleno.

De acuerdo a lo expuesto, un ciclo de actividades para realizar el Planeamiento de la Mina como un proceso continuo, puede representarse por el siguiente diagrama:



Fig. Nº 25: Diagrama de Planeamiento

3.2.5 PROGRAMA DE INCORPORACION DE RESERVAS

Para Arcata, el plan de reposición de reservas es la base del plan estratégico. Hochschild Mining busca operar minas con 4 años de reservas declaradas, para tal fin el presupuesto de Desarrollo por Galerías es muy agresivo con el objetivo de garantizar una reposición anual de un millón de toneladas, que significan 8,000 metros de galerías al año.

Los modificadores que se aplican al modelo de Recursos para convertirlos a Reserva, están basados en el Código Jorc. En función de la certeza, se considera mayor densidad de la malla de perforación diamantina, con lo cual se busca garantizar y definir el modelo para diseños futuros de base de extracción en las cotas adecuadas.

3.3 OPERACIONES MINA

Para cumplir con el programa de producción, la mina Arcata explota las Vetas Mariana y Julia en la Zona I, y Soledad y Nicole en la Zona II. La producción de la mina está dividida con un 40% proveniente de la Zona I, y un 60% de la Zona II que es un sector de altas leyes. Se mina de acuerdo a la ley de reserva que en promedio es de 500 gr Ag/TM.

3.3.1 MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN

Arcata emplea el método de explotación "Corte y relleno Ascendente" en sus dos variantes, con rampa basculante y con equipo cautivo. Es un método donde el mineral es arrancado por franjas verticales (realce), empezando por la Galería del nivel y avanzando verticalmente. Cuando se ha extraído la franja completa, se rellena el vacío por la combinación de relleno detrítico proveniente del descaje del tajo (2 tercios) y una capa de relleno hidráulico (un tercio), que sirve de piso de trabajo a los obreros y al mismo tiempo permite sostener las paredes del tajeo, y el techo.

Se utiliza en sectores que presenten las siguientes características:

- * Fuerte buzamiento, superior a los 50° de inclinación.
- * Características de roca caja relativamente mala (roca incompetente).
- * Potencia moderada.
- * Límites regulares del yacimiento.

Se ejecuta una galería de 3.0 x 3.0 metros y un By Pass paralelo de 4.0 x 4.5 metros, con ventanas de sección de 4.0 x 4.0 metros cada 80 metros, que sirven de acceso para volquetes hacia los ore pass. Los tajeos cautivos se explotan por cada 60 metros de altura y una longitud de 160 metros con dos chimeneas camino extremas y una intermedia de doble compartimiento. El estándar de sostenimiento es perno y malla en la corona, para tener techo seguro en las actividades del ciclo de minado. La limpieza se realiza con microscop eléctrico de 0.75 Yd³ hacia el Ore Pass central de cada tajo, el mineral es chuteado a volquetes de 15 m³ de capacidad y se transporta vía rampa hasta la bocamina con destino final en la tolva de gruesos, con una distancia de recorrido de 6 km. Los tajeos con sistema de basculantes en rampa operativa, tienen un diseño de corte de 3 metros, para 3 cortes por cada basculante. La limpieza se realiza en función al ancho del ore, con microscop 0.75 Yd³ para vetas angostas o sino con Scoop de 1.5 Yd³ para vetas anchas.

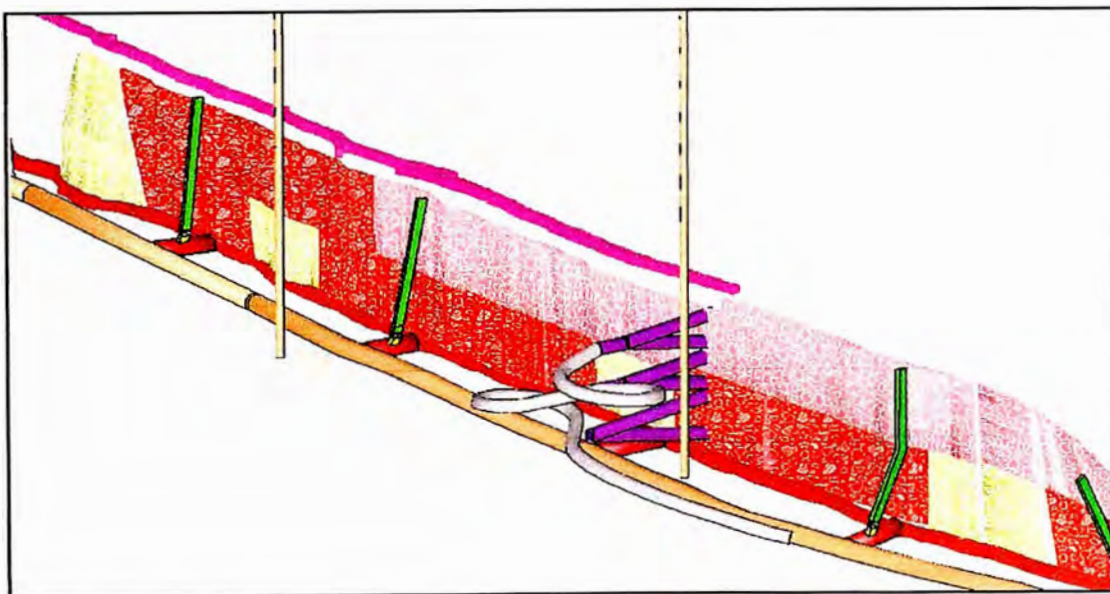


Fig. N° 26: Vista Isométrica del diseño del método con basculantes.

Fig. N° 27: Esquema del ciclo de mirado del método corte y relleno ascendente.

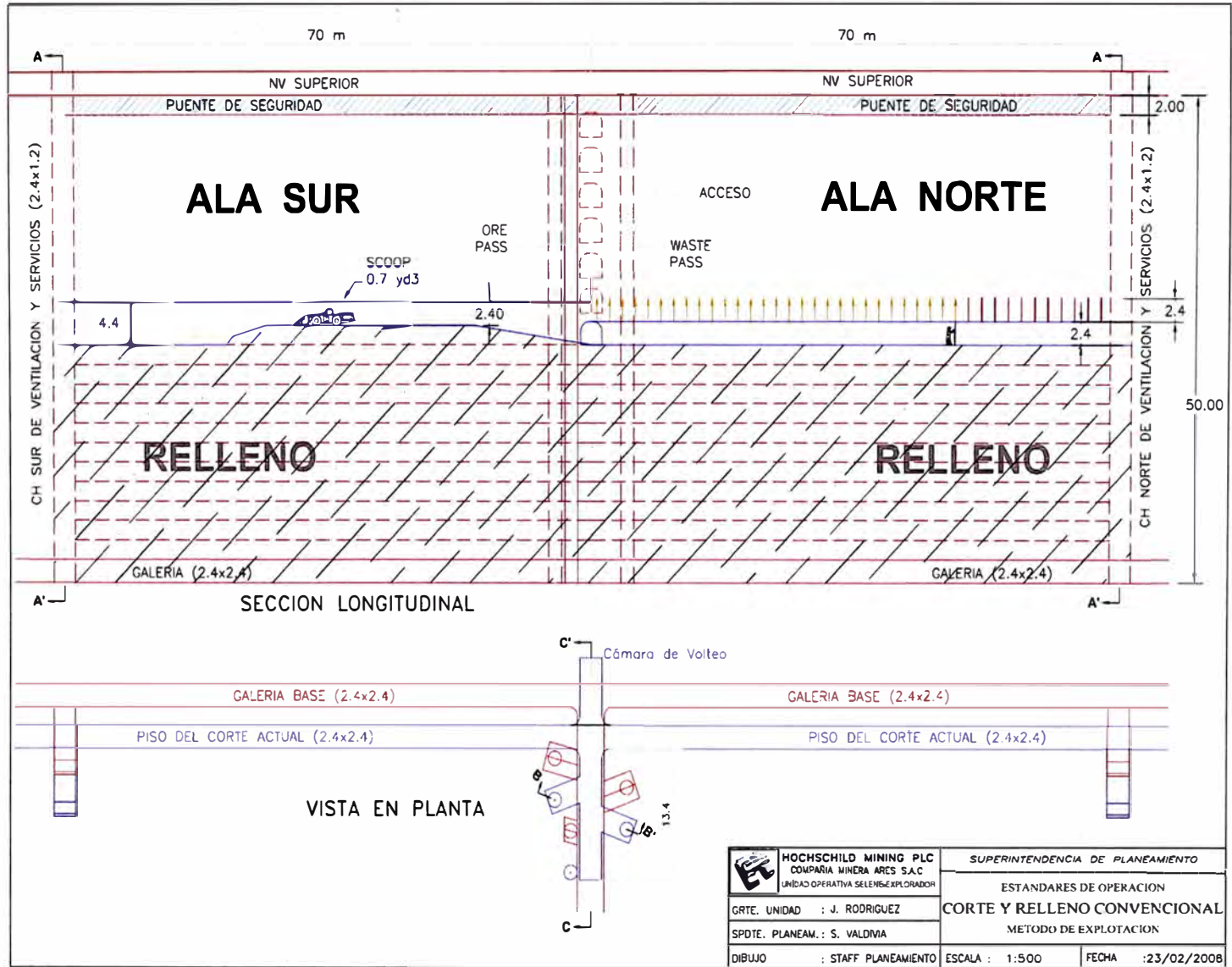


Fig. N° 28: Cortes de las chimeneas de servicios y Ore Pass.

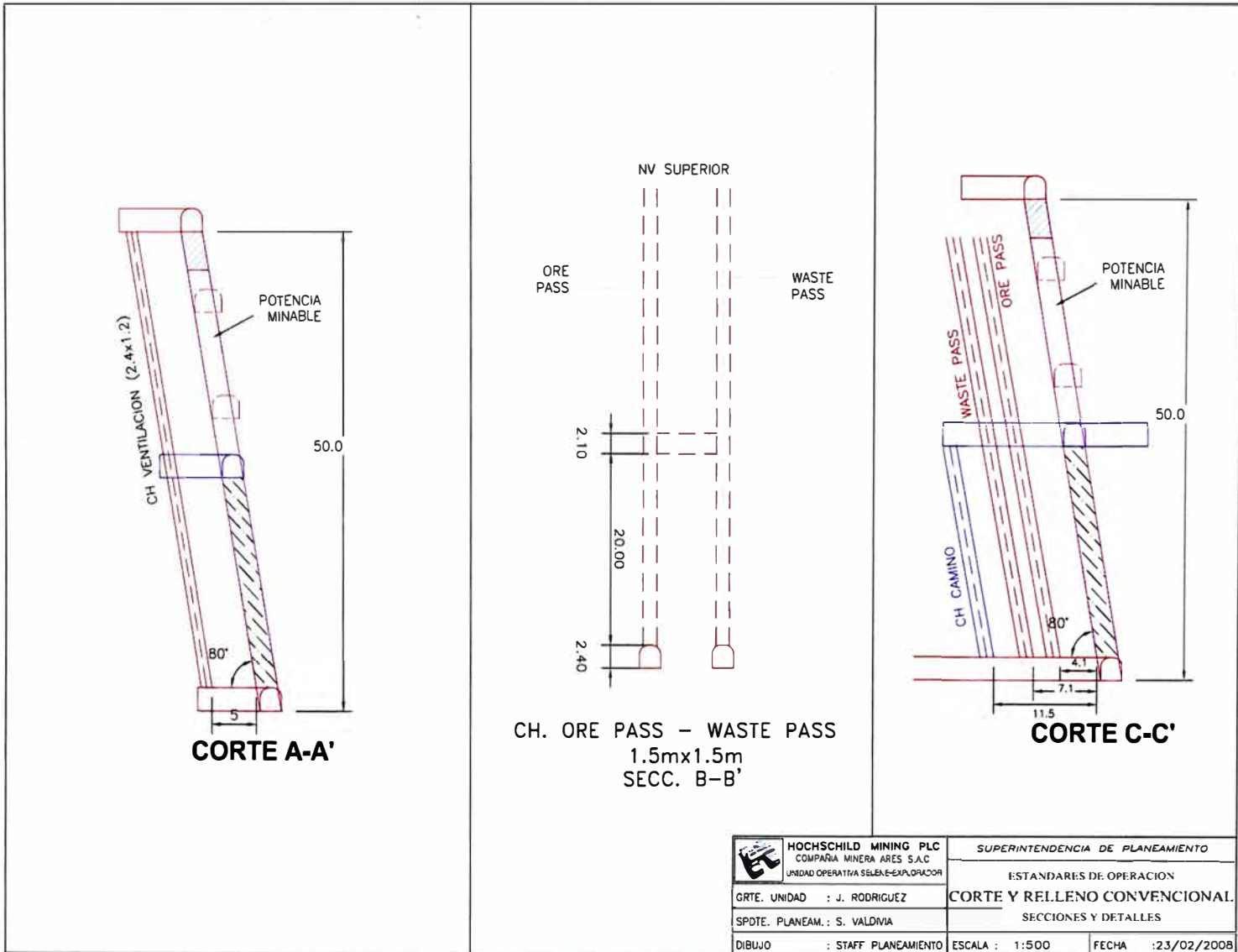
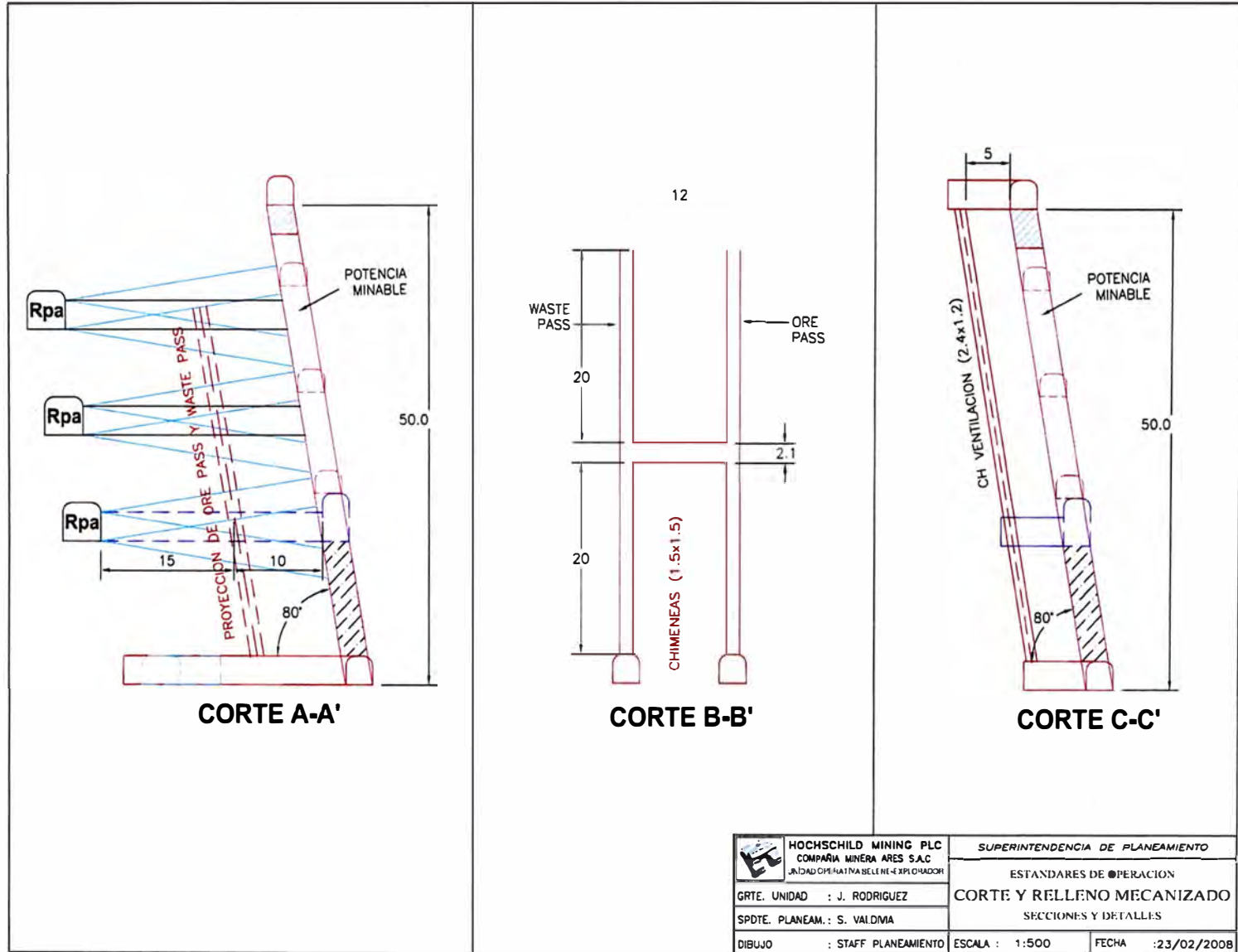


Fig. N° 29: Esquema del sistema de basculantes del corte y relleno ascendente.



3.3.2 OPERACIONES UNITARIAS DE MINADO

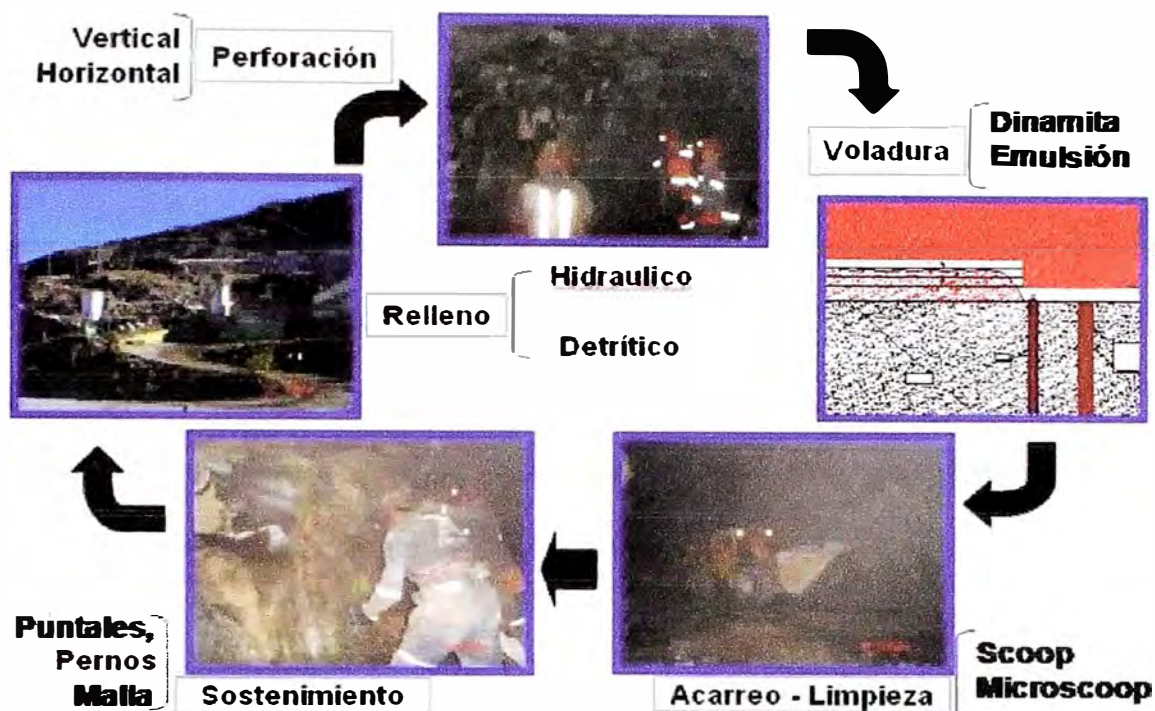


Fig. N° 30: Ciclo de Minado Arcata

3.3.2.1 Perforación

El tipo de perforación que se utiliza en la explotación es Vertical, con taladros de 1,5 metros de longitud e inclinación de 75° , acumulando por guardia un promedio de 40 taladros por maquina. Para iniciar la voladura masiva se debe tener una longitud de carguío de 30 metros como mínimo. El equipo que se utiliza son máquinas perforadoras Manuales Jack-Leg. Las labores de avances se realiza con Jumbos Electro hidráulicos y máquinas perforadoras manuales Jack-Leg, la longitud efectiva de perforación para labores de secciones mayores como By Pass de 4.5m x 4.0m y 3m x 3m son de 3.5 metros y de 3.1 metros respectivamente.

3.3.2.2 Voladura

El carguío de taladros de producción se realiza en forma manual, iniciándose en retirada a partir de la cara libre en los tajeos de perforación vertical. En la mina Arcata se emplea la Voladura Controlada o Amortiguada que reduce el factor de acoplamiento perimetral para limitar la sobre rotura y costos de sostenimiento posterior al disparo. Se utiliza como explosivo la dinamita en los sectores de roca media a baja, y emulsión en los sectores de roca buena. Asimismo, para garantizar la voladura masiva se utiliza el Fanel como accesorio de voladura.

Para la voladura en frentes se realiza en forma manual con cucharilla y atacadores de madera. Se utiliza faneles y cordón detonante para las rampas, cortadas. Para los frentes de sección menores 8'x8',5'x7', se utiliza carmex con guía de seguridad.

En secciones de avance 4.0 x4.0 metros en los taladros periféricos se cargan con cartuchos de emulsión espaciada con material inerte o aire libre y a distancias determinadas sobre una media caña con cordón detonante a lo largo del taladro. Aquí mostramos algunos esquemas de cómo se carga en las labores de la mina Arcata.

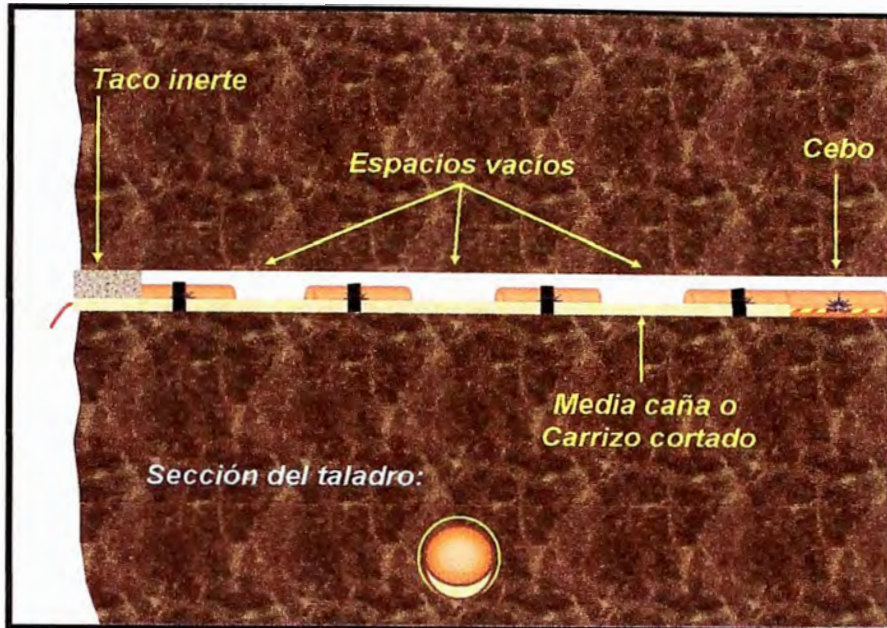


Fig. N° 31: Esquema de carga de Voladura Controlada en taladros de la corona

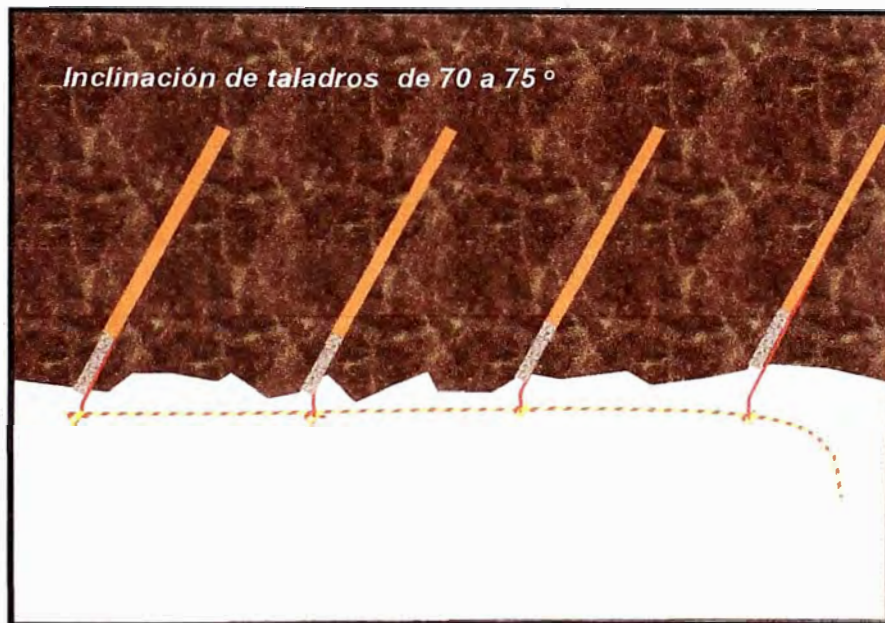


Fig. N° 32: Esquema de carga con inclinación para voladura de tajos

3.3.2.3 Acarreo y Limpieza

En la unidad para la limpieza de los 16 tajos que se programan mensualmente, se tienen 15 Microscoop de 0.75 Yd3 modelo LH 201 (eléctricos y diesel) y 04 Scoop de 1.5 Yd3 modelo LH 202. Tienen el soporte técnico de Sandvik y Atlas Copco en la Unidad, y se complementan los correctivos con el programa de Overhaul en función a las horas trabajadas. Asimismo, se cuenta con talleres trackless en interior mina para su reparación inmediata y evitar salir a Superficie por mantenimiento, optimizando su uso.

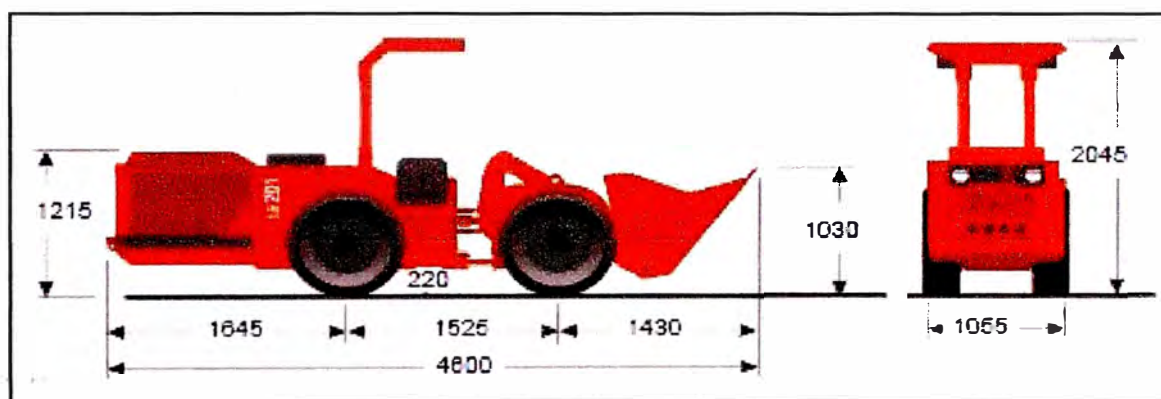


Fig. N° 33: Microscoop Sandvick LH-201 de 0.75 Yd3

3.3.2.4 Sostenimiento

El sostenimiento se implementa y diseña de acuerdo a las características geomecánicas del macizo rocoso:

- **Puntales:** Este simple poste de madera es fijado verticalmente con el uso de plantillas y cuñas en una abertura para sostener el techo o perpendicularmente al buzamiento de una veta para sostener la caja

techo o ambas. Son miembros compresivos que contiene una resistencia de 7 a 10 MPa, redondos de 5" a 10" de diámetro y longitudes menores de 3.5 m, para evitar su pandeo y pérdida de resistencia.

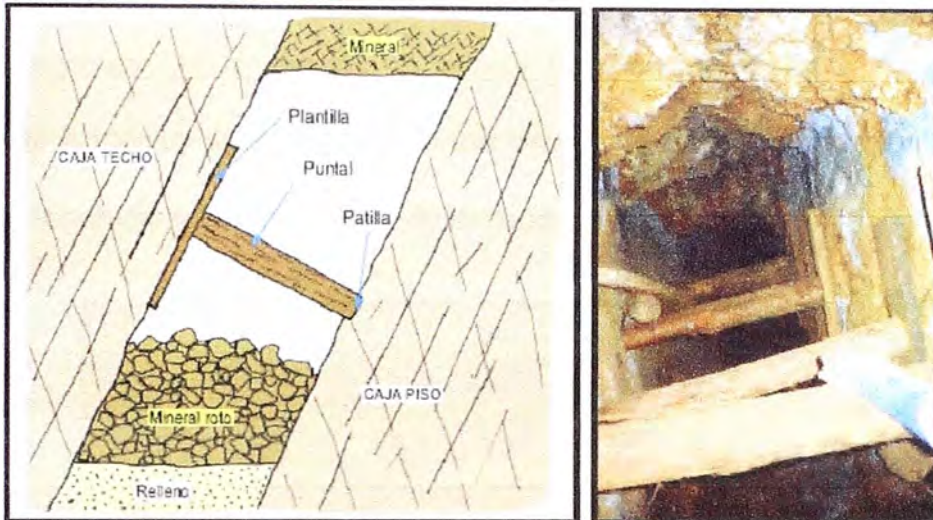


Fig. N° 34: Esquema de puntales de Seguridad

- **Cuadros:** Son utilizados para sostener galerías, cruceros y otros trabajos de desarrollo, en condiciones de roca fracturada a intensamente fracturada y/o débil, de calidad mala a muy mala y en condiciones de altos esfuerzos.

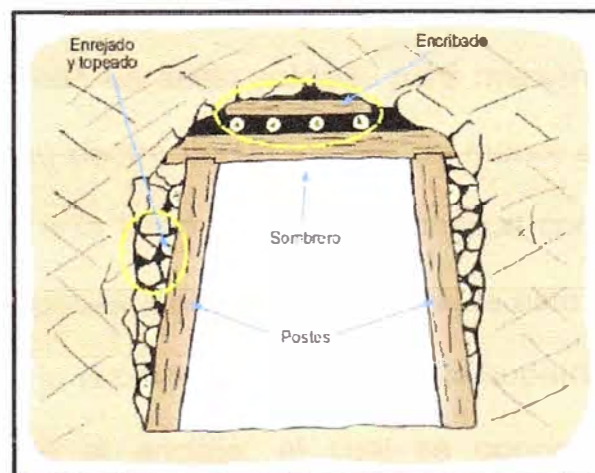


Fig. N° 35: Esquema del armado de un cuadro

- **Cimbras:** Es utilizado generalmente para el sostenimiento permanente de labores de avance con condiciones de masa rocosa intensamente fracturada y muy débil, sometida a condiciones de altos esfuerzos. Las cimbras más utilizadas son las de 4.0 x4.0 metros en forma de baúl, componiéndose de 4 piezas. A modo de control en la instalación se verifica el riguroso paralelismo de los elementos, el buen cimentado y el correcto topeado a la superficie de la roca.



Fig. N° 36: Esquema de una cimbra en instalación

- **Pernos Split Set:** Es un tubo ranurado, con uno de los extremos ahusado y el otro con un anillo soldado para mantener la platina. Al ser introducido el perno dentro de un taladro de menor diámetro, se genera una presión radial a lo largo de toda su longitud contra las paredes del taladro, cerrando parcialmente la ranura durante este proceso. La fricción en el contacto con la superficie del taladro y la superficie externa del tubo rasurado constituye el anclaje, el cual se opondrá al movimiento o separación de la roca circundante, logrando así una tensión de carga.

Son utilizados mayormente para reforzamiento temporal, usualmente conformando sistemas combinados de refuerzo temporal, en terrenos de calidad regular a mala, sin embargo, en roca intensamente fracturada y débil no es recomendable usarlo. Al aplicarlo, el diámetro del taladro es crucial para su eficacia, recomendando para los Split Sets de 39 mm una perforación de 35 a 38 mm: con diámetros mayores se corre el riesgo de un anclaje deficiente y con diámetros menores es difícil introducirlos.

- **Malla Metálica:** La malla metálica es utilizada para los siguientes fines: primero, para prevenir la caída de rocas ubicadas entre los pernos de roca, actuando en este caso como sostenimiento de la superficie de la roca; segundo, para retener los trozos de roca caída desde la superficie ubicada entre los pernos, actuando en este caso como un elemento de seguridad; y tercero, como refuerzo del shotcrete.

El tipo de malla utilizada en la mina Arcata es la electro soldada que consiste en una cuadrícula de alambres soldados en sus intersecciones, generalmente de # 10/08, con cocadas de 4"x4", construidas en material de acero negro que pueden ser galvanizada. Viene en presentación de rollos o en planchas de 25 metros de longitud x 2.0 metros de ancho, siendo indispensable en su instalación las gatas de sujeción para obtener una superficie más homogénea y distribuida de acuerdo a las irregularidades de la excavación.

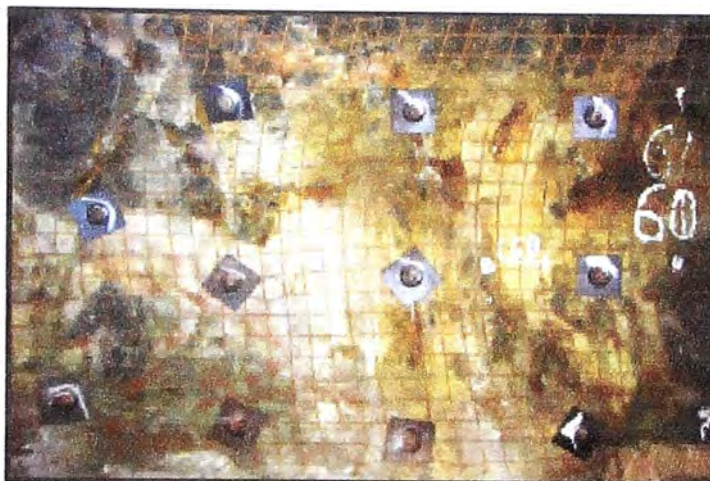


Fig. N° 37: Esquema de la Malla Electro soldada

- **Shotcrete:** Todo concreto lanzado deberá alcanzar, luego de 7 días una resistencia a la compresión uniaxial de 15 Mpa (150 Kg/cm²) y a los 28 días una resistencia a la compresión uniaxial de 21 Mpa (210 Kg/cm²). El producto final deberá tener una densidad de 2275 Kg/m³ como mínimo y un volumen de vacíos de 15%.

Para la obtención de 1 m³ de concreto lanzado se requerirá de 10 bolsas de cemento x 360 paladas de agregado; la relación agua cemento será 0.40:0.50; en caso de requerir fibra de acero de refuerzo (como reemplazo de la malla electrosoldada), se empleará 30 Kg x 1m³ de mezcla. Los agregados deberán cumplir con las normas para agregados de concreto, y la gradación de los agregados finos y gruesos combinados será:

Malla	mm	% que pasa
3/8"	9.51	100
N° 4	4.76	95 – 85
N° 16	1.19	85 – 45
N° 50	0.30	45 – 10

3.3.2.5 Relleno Hidráulico

Es el material sólido que se transporta en un medio líquido a través de tuberías a fin de llenar los espacios vacíos dejados por la extracción del mineral económico.

Concluida la limpieza del mineral económico el tajo se prepara para su relleno, se arman los cuadros puntales en línea, se instalan los sistemas de drenaje, se asemejan y se forma con yute o poliyute (poroso) cubriendo las cajas o paredes de tajo, sobresaliendo 2.4 como altura de perforación para permitir su posterior unión al siguiente ciclo del relleno.

Una vez chequeada la preparación del tajeo; el jefe de R/H dará la orden de iniciar el relleno al operador, quien abrirá la válvula de agua durante unos minutos a fin de verificar el caudal de llegada y limpieza de la tubería de un anterior relleno, luego alimentara con pulpa. En el proceso el rellenero deberá controlar la altura de perforación, de igual manera el drenaje de agua por las cunetas; apisonar al área de relleno para asegurar su compactación, deberá también controlar el bloqueo de los accesos principales a la zona de relleno.

Concluido el relleno, el operador deberá soltar agua durante unos minutos a fin de lavar y estandarizar las tuberías que se utilizaron para relleno en el tajeo.

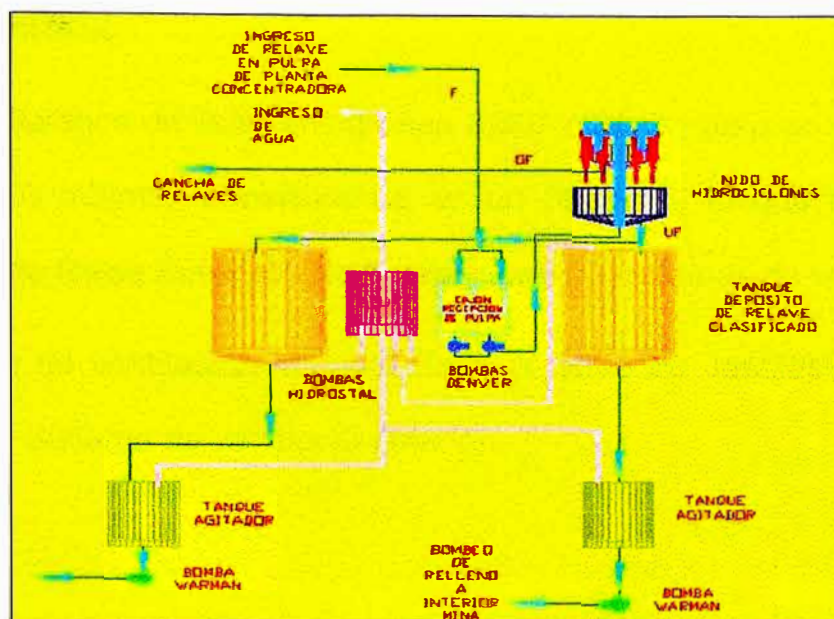


Fig. N° 38: Sistema de bombeo de la Planta de Relleno hidráulico.

3.3.3 SERVICIOS AUXILIARES

3.3.3.1 Transporte de Mineral

El mineral producto de la limpieza se destina a los Ore Pass del tajeo, luego a través de las tolvas pasan a los volquetes de 25 TM de capacidad, rumbo a la parrilla de la tolva de grueso de la Planta Concentradora. Cuando se trata de estéril a la desmontera Mariana.

Para utilizar los volquetes, primero deben pasar estándares de operación y control de equipos para su performance (humos y frenos), dentro de mina las secciones en los cruceros y ventanas limitan las características de los volquetes para la limpieza y acarreo. Es así que contamos con 21 volquetes entre viajes de desmonte y mineral.

3.3.3.2 Ventilación

En el Balance de la Mina ingresan 8,807 m³/min, para una necesidad de 9,867.76 m³/min, coberturando en un 89.25 %, lo que mejorará la ejecución de Raise Borer N° 50. Arcata, tiene 03 sistemas de ventilación:

El Sistema de ventilación Mariana Este, Sistema de ventilación Mariana Oeste y, el Sistema de ventilación Marión.

En la unidad se disponen de 05 Ventiladores principales, 12 Secundarios y 38 Auxiliares, haciendo un total de 55. Para los accesos a las vetas se usan mangas de: 18", 20" y 22", para los desarrollos y proyectos de avances (-) se usan mangas de 24", 28", 30", 32". El tiempo total requerido para la evacuación de gases después de los disparos en toda la mina es de una hora, tiempo que es suficiente para que pueda ingresar el personal del segundo turno.



Fig. N° 39: Raise Borer 20, extractor principal del circuito Marión.

3.4 ANÁLISIS DE LA OPERACIÓN

Revisando lo expuesto, sumado con los resultados obtenidos en el 2008, y las proyecciones al cierre del 2009, se pueden identificar las oportunidades de mejora, para optimizar las operaciones.

3.4.1 VENTAJAS Y DESVENTAJAS

3.4.1.1 Ventajas

- Mejor ventilación. Mantener el circuito en los cambios de corte.
- Se extrae todo el mineral roto.
- Velocidad de minado, cumpliendo mayor tonelaje de producción.
- Instalaciones y accesos se mantienen con mayor orden y limpieza.

3.4.1.2 Desventajas

- Dilución por efecto descaje para tránsito del scoop en el tajo.
- Tajos descicladados por no alternar la rotura de un ala y el relleno de la otra ala. Se restringe la oportunidad de aporte continuo.
- El trabajo en el tajeo es riesgoso, pero esto se controla reduciendo el tiempo de relleno.
- Se pierden los finos mineralizados por el descaje y la voladura del mineral, para controlar completar una capa de relleno hidráulico.
- Cuando los tajos cruzan tramos inestables y acaballados, se pierde ritmo y se emplea tareas para acondicionarlos, restando productividad.

3.4.2 COSTOS E INDICES DE MINADO

3.4.2.1 Costos de Minado

Presento los resultados de 2 tajos de corte y relleno: 1304 y 850.

Periodo	2,009	
TAJEO	1304	850
Tonelaje	35,915	31,899
PERFORACION	5.511	5.548
VOLADURA	3.227	3.798
LIMPIEZA	5.128	5.250
SOSTENIMIENTO	3.332	4.229
RELLENO	3.317	2.510
TRANSPORTE MINERAL	3.360	3.385
SERVICIOS AUXILIARES	8.636	7.179
TOTAL UNITARIO US\$/TMS	32.510	31.900
TOTAL UNITARIO US\$/OZ AG EQUIV	1.811	2.605

Fig. N° 40: Cuadro comparativo de tajos típicos corte y relleno ascendente.

EXPLORACIÓN	ACUM.	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL
Rubro	US\$/Ton	US\$/Ton	US\$/Ton	US\$/Ton	US\$/Ton	US\$/Ton	US\$/Ton	US\$/Ton
Servicios Auxiliares	7.27	8.72	5.13	7.83	5.21	8.63	8.07	7.28
Limpieza	6.41	8.37	5.24	6.65	6.08	6.67	6.24	6.01
Perforación	5.16	6.31	4.55	5.47	5.12	5.04	4.94	4.99
Voladura	4.37	5.94	4.86	4.62	4.43	4.12	3.87	3.29
Transporte	3.57	4.05	3.78	3.49	3.57	3.67	3.54	3.06
Sostenimiento	2.99	3.66	3.19	3.20	2.89	2.73	2.70	2.79
Relleno	1.86	1.96	1.35	1.76	1.48	2.36	1.95	2.08
TOTAL	31.63	39.01	28.11	33.01	28.78	33.22	31.31	29.50

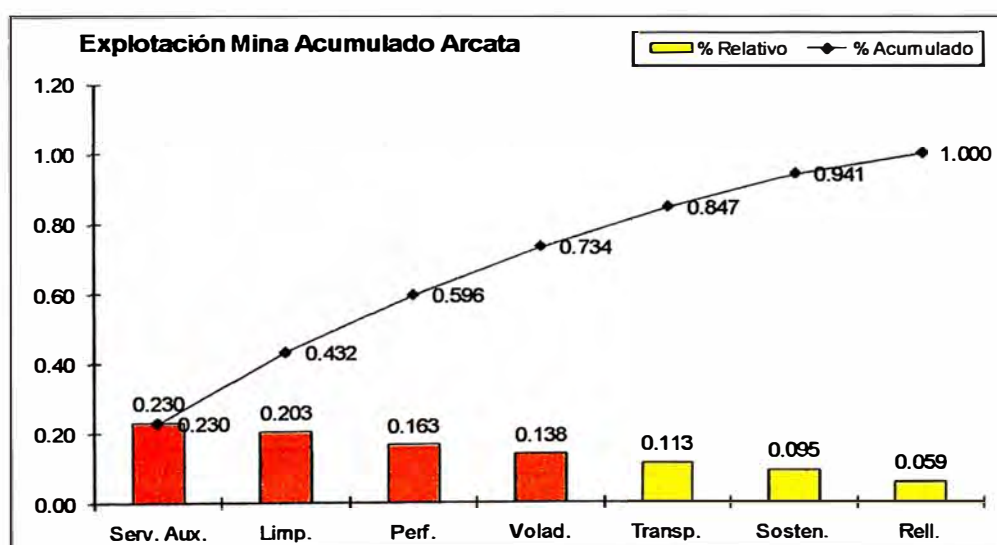


Fig. N° 41: Análisis Pareto – ABC, resultados de tajos corte y relleno del 2009

Es notorio el alto costo de los Servicios Auxiliares, principalmente por el costo de la energía, el gasto de ventilación principal y bombeo mina. En todos estos rubros se tiene exceso de consumo en función al exceso de distancia entre los tajos y por profundizar en sectores por debajo del nivel freático de la mina sin tener al 100% la infraestructura de bombeo. Asimismo, hay un alto costo en los equipos de limpieza, básicamente porque hay poca utilización porque se mantienen los tajos cautivos.

3.4.2.2 Ratios e Índices de Minado (KPI)

Presentamos los indicadores de gestión para decisiones oportunas.

UNIDAD OPERATIVA ARCATA	ACUM REAL
MINA	
4.1. Índice de Extracción (tn/h-g)	4.73
4.2. Dilución Sin Selectividad (%)	39.1%
4.3. Dilución Con Selectividad (%)	26.1%
4.4. Ratio desmonte (tn desmonte / tn mineral)	0.74
4.5. Consumo de Energía (kw-hr/tn)	74.43
4.6. % de Relave que ingresa a interior mina (%)	51.0%
Voladura	
4.7. Factor de Potencia Tajos (kg/tn)	0.90
4.8. Factor de Potencia Avances (kg/m)	31.00
Perforación	
4.9. Pies Perforados Tajos (Pies/tn)	6.59
4.10. Pies Perforados Avances (Pies/mt)	168.73
Acarreo	
4.11. Rendimiento Scoops (tn/hr)	17.69
Relleno	
4.12. Índice Relleno Hidraulico (m3 RH/tn tratada)	0.27
Geotécnia	
4.13. Consumo de madera (kg/tn)	4.20
4.14. Consumo de pemos (piezas/tn)	0.17
MANTENIMIENTO	
Flota Mina	
5.1. Disponibilidad Mecánica (%)	86.61%
5.2. Utilización (%)	30.05%

3.4.3 OPORTUNIDADES DE MEJORA

Revisando la operación a la luz de los resultados como parte de un proceso de mejora continua, se ha identificado lo siguiente:

1.- Los tajos están muy dispersos en ambas zonas. Debe concentrarse y migrar en bloque cuando se acaben los tajos en una veta, así también se aprovechara los recursos instalados para minar como oportunidad tajos con leyes marginales a bajo costo.

2.- Los desarrollos están dispersos. En este caso, las labores de avances en desarrollos e Infraestructura deben confirmar como prioridad los recursos aledaños a la explotación para lograr el movimiento de la explotación en forma ordenada a nuevas reservas confirmadas.

3.- Hay una gran oportunidad de mejora en el control de los costos, ya que se manejan rubros como lo son equipos, gastos generales y servicios de la mina que son altos generadores de costos al no tener la infraestructura adecuada para una operación trackless, ya que el crecimiento de Arcata de 1000 a 2000 TM/día fue en un año, dejando los proyectos de servicios relegados ante el nuevo tamaño de la operación.

4.- Finalmente, en el tema de seguridad hay mucho por hacer en función de minimizar la exposición del personal a áreas de riego. En este sentido, se deben proponer alternativas de minado que permitan trabajar bajo techo seguro durante todas las actividades de la operación en el tajo.

CAPITULO IV: APLICACIÓN DEL METODO DE MINADO SLV

4.1 IMPORTANCIA Y ALCANCES

La importancia del método Taladros Largos en Vetas Angostas, radica en la oportunidad de mejorar nuestros índices de Seguridad y Productividad, al emplear menos personal expuesto a las condiciones difíciles de trabajo en un tajo, apoyándonos en el desarrollo de las operaciones unitarias de perforación y limpieza con equipos especiales (brazo telescópico y telemando).

Arcata viene operando en 16 tajos entre mecanizados y cautivos produciendo 2000 ton/día. Para mantener una explotación racional en leyes, se necesita trabajar en nuevos tajos geomecánicamente inestables que consumen una gran cantidad de recursos, por lo tanto para mantener los objetivos de explotación y equilibrio en los recursos actuales, se requiere impulsar y trabajar en tajos seguros y altamente productivos.

Tal requerimiento se puede lograr con la aplicación del minado por subniveles con taladros largos en la Veta Nicole, basados en los estudios geomecánicos y consideraciones geológicas que hacen viable su aplicación. Impulsaremos su aplicación en el Nivel 4465 en la Zona II, por contar con los servicios que requiere el método. Por tal motivo, nuestro objetivo principal es establecer una línea base en el minado con taladros largos. Nos basamos en los parámetros ingenieriles de aplicación del método, los estándares de diseño y estándares de minado.

4.2 ESTUDIO GEOMECANICO DE LA VETA NICOLE

El estudio Geomecánico de la Veta Nicole y su entorno físico se ha realizado en base a los datos litológico - estructurales tomados en el campo durante el mapeo geológico – geotécnico por el método “Líneas de Detalle” en un tramo de 100m, para cada dominio estructural en el nivel base de la galería Nicole Nv. 4465. La estimación de parámetros resistentes de la roca, la proyección estereográfica, métodos estadísticos para el análisis y representación de la información tomada en el campo se han procesado en gabinete

4.2.1 GEOLOGÍA DE LA VETA NICOLE Y SU ENTORNO FÍSICO

La veta Nicole, se emplaza íntegramente en lavas andesíticas y hacia el extremo oeste se tiene zonas locales de volcanoclásticos; el grado de alteración es de una propilitización débil (Epidota, Clorita, Pirita y Calcita).

Estructuralmente tiene un Rumbo E-W y un buzamiento de 78° a 82° Norte, esta veta ha sido reconocida 600m por taladros diamantinos, con una potencia de 0.80m, mineralógicamente presenta una mena de sulfosales de plata, galena argentífera, esfalerita y galena, como ganga cuarzo, calcita, rodocrosita y rodonita, como accesorios pirita, clorita, cuarzo-adularia y puntos de esfena.

4.2.2 ESTEREOGRAFÍA DE LA VETA NICOLE

Para ver la estereografía de la veta Nicole y su entorno físico, se emplearon datos de las orientaciones de las discontinuidades estructurales tomadas en el mapeo geotécnico de línea de detalle, realizado en cada uno de los dominios estructurales presentes en la galería.

Para su representación de las discontinuidades estructurales se emplea la técnica de proyección equiareal del programa "DIPS", el mismo que se emplea para la representación estereográfica de las discontinuidades. En la tabla adjunta se muestran los datos de las discontinuidades del mapeo de línea de detalle.

DISCONTINUIDADES ESTRUCTURALES DE LA VETA NICOLLE

Nº Discontinuidad	TIPO ESTRUCTURA	DIR. BUZ	BUZAMIENTO	Nº Discontinuidad	TIPO ESTRUCTURA	DIR. BUZ	BUZAMIENTO
1	Junta	358	52	57	Junta	38	68
2	Junta	358	51	58	Junta	35	68
3	Junta	358	53	59	Junta	38	67
4	Junta	358	51	60	Junta	39	68
5	Junta	192	46	61	Junta	124	72
6	Junta	190	46	62	Junta	124	75
7	Junta	189	46	63	Junta	122	72
8	Junta	192	45	64	Junta	127	72
9	Junta	192	44	65	Junta	2	78
10	Junta	192	47	66	Junta	2	75
11	Venilla	356	68	67	Junta	2	79
12	Venilla	357	67	68	Junta	37	64
13	Venilla	355	69	69	Venilla	358	88
14	Venilla	358	68	70	Venilla	358	90
15	Junta	268	78	71	Venilla	355	88
16	Junta	269	75	72	Venilla	353	86
17	Junta	267	73	73	Junta	264	70
18	Junta	268	79	74	Junta	264	69
19	Junta	265	77	75	Junta	264	68
20	Junta	269	76	76	Junta	266	70
21	Junta	270	78	77	Junta	268	70
22	Junta	265	75	78	Junta	262	70
23	Junta	65	34	79	Junta	239	80
24	Junta	64	35	80	Junta	239	87
25	Junta	144	84	81	Junta	195	72
26	Junta	144	83	82	Junta	195	74
27	Junta	143	85	83	Junta	193	72
28	Junta	145	84	84	Venilla	358	72
29	Junta	142	84	85	Venilla	358	70
30	Junta	145	84	86	Junta	28	83
31	Junta	84	70	87	Junta	28	82
32	Junta	85	69	88	Junta	28	85
33	Junta	83	71	89	Junta	25	83
34	Junta	82	70	90	Junta	27	83
35	Venilla	238	63	91	Junta	34	81
36	Venilla	238	62	92	Junta	34	80
37	Junta	10	68	93	Junta	35	82
38	Junta	8	68	94	Junta	33	81
39	Junta	11	68	95	Venilla	95	54
40	Junta	25	84	96	Junta	305	68
41	Junta	25	82	97	Junta	208	75
42	Junta	202	76	98	Junta	128	66
43	Junta	202	77	99	Junta	42	70
44	Junta	200	89	100	Junta	305	75
45	Junta	205	76	101	Junta	20	68
46	Junta	203	76	102	Junta	125	81
47	Junta	200	76	103	Junta	108	78
48	Junta	202	76	104	Junta	178	74
49	Junta	199	76	105	Junta	32	68
50	Junta	20	58	106	Junta	70	87
51	Junta	19	58	107	Junta	42	66
52	Junta	17	58	108	Junta	75	15
53	Junta	23	58	109	Venilla	278	76
54	Junta	20	55	110	Venilla	282	84
55	Junta	20	54	111	Venilla	42	70
56	Junta	20	52	112	Venilla	84	88

Tabla Nº 01: Orientaciones estructurales de la Veta Nicole

En la Tabla N° 01, se muestran los datos de discontinuidades geológicas tomados en el mapeo geotécnico en la galería de la veta Nicole, estos datos se presentan en el formato “Buzamiento / dirección de Buzamiento” para realizar el tratamiento estadístico respectivo. Estos datos de orientaciones estructurales, se ingresan al programa “DIPS” para obtener la representación estereográfica de las discontinuidades y establecer las familias de discontinuidades en la zona de estudio.

4.2.2.1 Análisis Estereográfico de las Discontinuidades Geológico – Estructurales de la Veta Nicole.

En el programa “DIPS” los datos geológico – estructurales de la tabla N° 01, se plotean como polos, como se muestra en el estereograma del gráfico N° 01. Con la finalidad de tratar los polos estadísticamente en función a su distribución espacial, el programa “DIPS” realiza la agrupación para obtener el estereograma de concentración de polos.

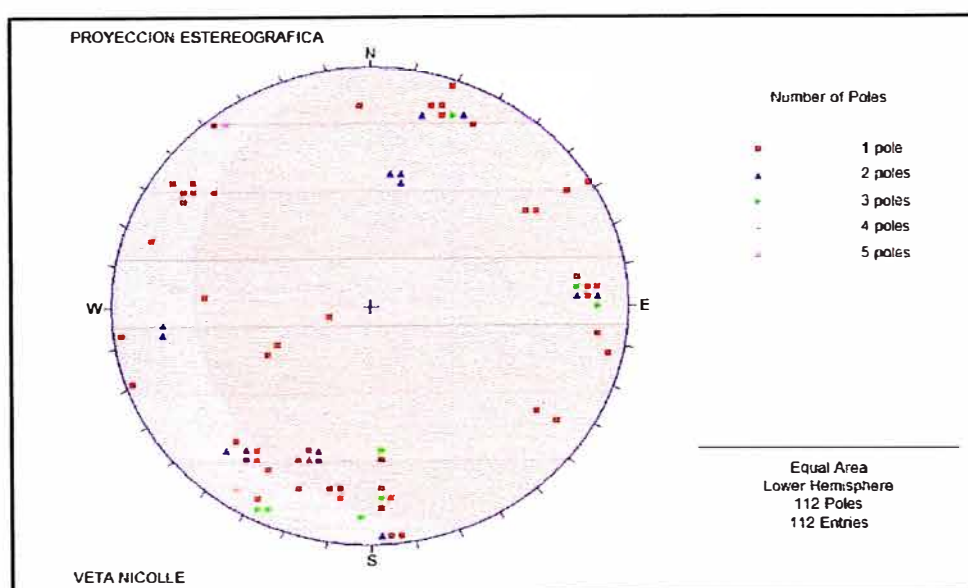


Gráfico N° 01: Diagrama de concentración de polos

Estos polos agrupados, se interpolan para generar los contornos isovalóricos de densidad de polos, cuyo resultado es el gráfico N° 02.

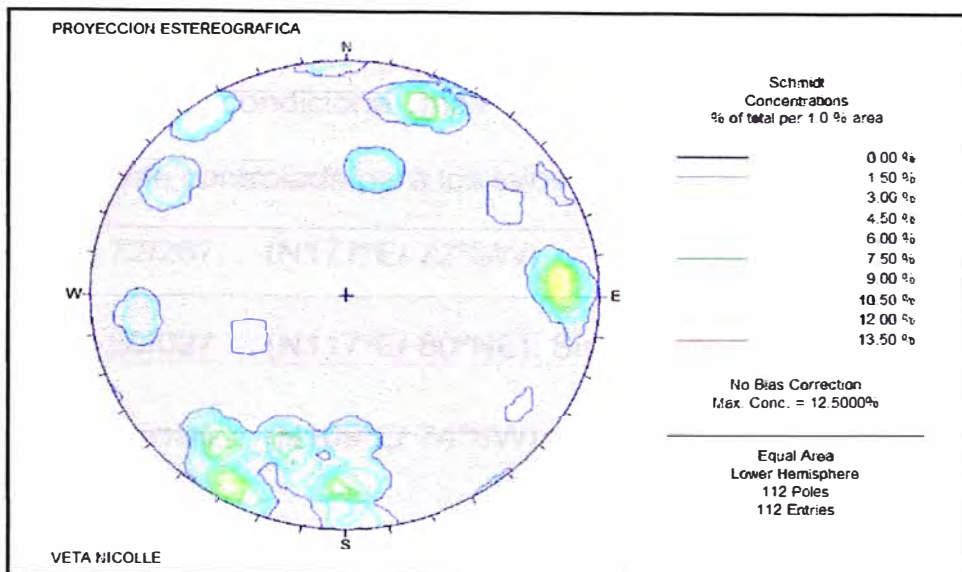


Gráfico N° 02: Diagrama estereográfico de isovalóres de densidad de polos

Con "DIPS" a través del menú SELECT/ADD PLANE obtenemos los valores promedio en buzamiento y dirección de buzamiento (DIP/DIPDIRECTION) para cada sistema (familia) de discontinuidades.

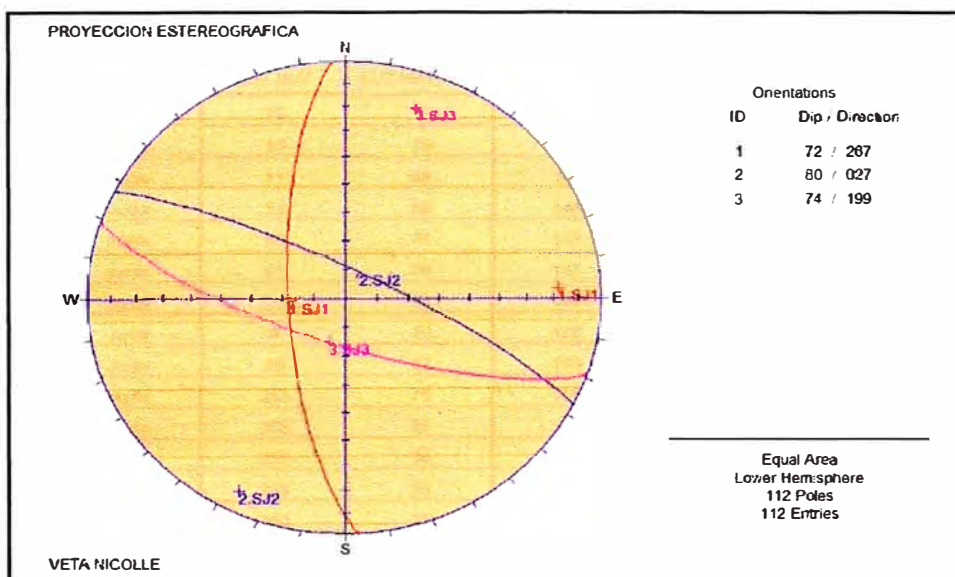


Gráfico N° 03: Diagrama Estereográficos de los sistemas de Discontinuidades

Del resumen mostrado en el gráfico N° 03, se tiene que en la zona en estudio (Veta Nicole) existe la presencia de tres sistemas de discontinuidades estructurales principales, siendo el Sistema 2 el Sistema dominante como condiciona más desfavorable para la estabilidad estructuralmente controlada para los tajos de la Veta Nicole.

- Sistema 1: 72/267.... (N177°E/ 72°SW).
- Sistema 2: 80/027.... (N117°E/ 80°NE). Sistema dominante
- Sistema 3: 74/199.... (N109°E/ 74°SW).

4.2.3 ESTEREOGRAFÍA DE LA CAJA TECHO DE LA VETA NICOLE

En la tabla N° 02, se muestran los datos de discontinuidades geológicas tomados en el mapeo geotécnico en la galería de la veta Nicole, referidos a la caja techo, estos datos se presentan en el formato “Buzamiento / dirección de Buzamiento” para su tratamiento estadístico.

DISCONTINUIDADES ESTRUCTURALES DE LA CAJA TECHO NICOLLE							
N° Discontinuidad	TIPO ESTRUCTURA	DIR. BUZ	BUZAMIENTO	N° Discontinuidad	TIPO ESTRUCTURA	DIR. BUZ	BUZAMIENTO
1	Junta	13	70	142	Junta	10	70
2	Junta	10	70	143	Junta	9	72
3	Junta	11	68	144	Junta	158	55
4	Junta	14	69	145	Junta	158	52
5	Junta	83	76	146	Junta	160	53
6	Junta	81	76	147	Junta	155	52
7	Junta	10	70	148	Junta	158	56
8	Junta	9	70	149	Junta	158	52
9	Junta	10	72	150	Junta	340	34
10	Junta	253	76	151	Junta	341	32
11	Junta	253	75	152	Junta	340	36
12	Junta	252	76	153	Junta	10	63
13	Junta	253	78	154	Junta	10	61
14	Junta	250	76	155	Junta	8	65
15	Junta	256	79	156	Junta	7	62

Tabla 02: Orientaciones estructurales de la Caja Techo Nicole.

Continuación de la Tabla 2.

DISCONTINUIDADES ESTRUCTURALES DE LA CAJA TECHO NICOLLE

N° Discontinuidad	TIPO ESTRUCTURA	DIR. BUZ	BUZAMIENTO	N° Discontinuidad	TIPO ESTRUCTURA	DIR. BUZ	BUZAMIENTO
16	Junta	13	70	157	Junta	10	63
17	Junta	13	68	158	Junta	12	63
18	Junta	12	72	159	Junta	13	63
19	Junta	14	70	160	Junta	9	63
20	Junta	15	70	161	Junta	200	56
21	Junta	13	69	162	Junta	203	55
22	Junta	14	72	163	Junta	195	57
23	Junta	14	70	164	Junta	199	58
24	Junta	16	72	165	Junta	198	56
25	Junta	14	70	166	Junta	10	63
26	Junta	14	68	167	Junta	10	65
27	Junta	10	78	168	Junta	10	67
28	Junta	9	78	169	Junta	8	63
29	Junta	10	77	170	Junta	12	63
30	Junta	12	75	171	Junta	14	63
31	Junta	8	79	172	Junta	7	63
32	Junta	10	78	173	Junta	9	63
33	Junta	10	79	174	Junta	10	60
34	Junta	8	78	175	Junta	10	61
35	Junta	0	65	176	Junta	200	67
36	Junta	1	65	177	Junta	200	65
37	Junta	4	65	178	Junta	198	69
38	Junta	355	65	179	Junta	201	65
39	Junta	0	63	180	Junta	199	67
40	Junta	0	66	181	Junta	123	50
41	Junta	251	82	182	Junta	123	51
42	Junta	251	80	183	Junta	122	53
43	Junta	348	55	184	Junta	120	50
44	Junta	345	55	185	Junta	0	66
45	Junta	350	54	186	Junta	358	65
46	Junta	349	56	187	Junta	4	63
47	Junta	354	77	188	Junta	0	68
48	Junta	354	76	189	Junta	2	65
49	Junta	353	78	190	Junta	262	44
50	Junta	215	75	191	Junta	263	42
51	Junta	213	75	192	Junta	264	46
52	Junta	215	73	193	Junta	262	43
53	Junta	215	77	194	Junta	260	44
54	Junta	210	75	195	Junta	261	44
55	Junta	209	77	196	Junta	355	65
56	Junta	217	75	197	Junta	355	66
57	Junta	322	60	198	Junta	353	63
58	Junta	322	58	199	Junta	355	65
59	Junta	350	45	200	Junta	356	63
60	Junta	350	43	201	Junta	353	67
61	Junta	348	45	202	Junta	12	60
62	Junta	353	46	203	Junta	10	60
63	Junta	185	71	204	Junta	14	56
64	Junta	186	69	205	Junta	12	59
65	Junta	186	43	206	Junta	12	60

Continuación de la Tabla 2.

DISCONTINUIDADES ESTRUCTURALES DE LA CAJA TECHO NICOLLE

N° Discontinuidad	TIPO ESTRUCTURA	DIR. BUZ	BUZAMIENTO	N° Discontinuidad	TIPO ESTRUCTURA	DIR. BUZ	BUZAMIENTO
66	Junta	186	41	207	Junta	12	58
67	Junta	186	39	208	Junta	35	47
68	Junta	186	40	209	Junta	33	47
69	Junta	186	45	210	Junta	355	66
70	Junta	185	43	211	Junta	353	66
71	Junta	184	43	212	Junta	355	64
72	Junta	188	42	213	Junta	350	40
73	Junta	186	45	214	Junta	350	38
74	Junta	186	47	215	Junta	348	40
75	Junta	185	42	216	Junta	350	65
76	Junta	358	80	217	Junta	350	63
77	Junta	358	78	218	Junta	352	67
78	Junta	356	82	219	Junta	352	65
79	Junta	28	84	220	Junta	350	67
80	Junta	25	82	221	Junta	353	69
81	Junta	28	87	222	Junta	355	67
82	Junta	160	57	223	Junta	340	58
83	Junta	160	59	224	Junta	340	57
84	Junta	160	55	225	Junta	342	60
85	Junta	158	57	226	Junta	340	59
86	Junta	161	57	227	Junta	341	58
87	Junta	160	55	228	Junta	13	45
88	Junta	163	57	229	Junta	13	43
89	Junta	345	46	230	Junta	13	47
90	Junta	343	47	231	Junta	11	45
91	Junta	345	43	232	Junta	15	45
92	Junta	348	45	233	Junta	14	45
93	Junta	245	48	234	Junta	345	70
94	Junta	244	45	235	Junta	345	69
95	Junta	245	50	236	Junta	343	71
96	Junta	245	47	237	Junta	347	70
97	Junta	243	49	238	Junta	345	68
98	Junta	247	48	239	Junta	348	70
99	Junta	260	81	240	Junta	345	72
100	Junta	259	80	241	Junta	342	70
101	Junta	260	83	242	Junta	342	72
102	Junta	330	74	243	Junta	342	71
103	Junta	328	72	244	Junta	340	69
104	Junta	330	76	245	Junta	345	72
105	Junta	231	57	246	Junta	154	85
106	Junta	231	59	247	Junta	154	83
107	Junta	231	56	248	Junta	152	85
108	Junta	231	61	249	Junta	154	87
109	Junta	230	59	250	Junta	157	83
110	Junta	229	57	251	Junta	320	36
111	Junta	233	57	252	Junta	320	37
112	Junta	235	57	253	Junta	320	35
113	Junta	231	55	254	Junta	315	37
114	Junta	0	73	255	Junta	321	36
115	Junta	3	70	256	Junta	322	36

Continuación de la Tabla 2.

DISCONTINUIDADES ESTRUCTURALES DE LA CAJA TECHO NICOLLE

Nº Discontinuidad	TIPO ESTRUCTURA	DIR. BUZ	BUZAMIENTO	Nº Discontinuidad	TIPO ESTRUCTURA	DIR. BUZ	BUZAMIENTO
116	Junta	1	75	257	Junta	320	38
117	Junta	5	72	258	Junta	320	40
118	Junta	0	74	259	Junta	356	52
119	Junta	2	72	260	Junta	356	51
120	Junta	245	81	261	Junta	356	54
121	Junta	245	80	262	Junta	355	52
122	Junta	240	83	263	Junta	352	52
123	Junta	247	79	264	Junta	358	52
124	Junta	243	81	265	Falla	350	67
125	Junta	235	46	266	Falla	350	68
126	Junta	235	44	267	Falla	350	66
127	Junta	237	46	268	Falla	350	65
128	Junta	15	62	269	Falla	350	67
129	Junta	15	60	270	Falla	350	66
130	Junta	17	63	271	Junta	358	69
131	Junta	12	61	272	Junta	357	68
132	Junta	12	58	273	Junta	358	70
133	Junta	17	65	274	Junta	305	31
134	Junta	13	66	275	Junta	305	30
135	Junta	128	88	276	Junta	306	32
136	Junta	2	70	277	Junta	356	63
137	Junta	0	68	278	Junta	355	62
138	Junta	4	72	279	Junta	230	86
139	Junta	10	72	280	Junta	230	85
140	Junta	8	72	281	Junta	229	86
141	Junta	10	74	282	Junta	320	44
				283	Junta	319	43

4.2.3.1 Análisis Estereográfico de las Discontinuidades Geológico – Estructurales de la Caja Techo Nicole.

En el programa “DIPS” los datos geológico – estructurales de la tabla Nº 02, se plotean como polos, como se muestra en el estereograma del gráfico Nº 04. Con la finalidad de tratar los polos estadísticamente en función a su distribución espacial, en el programa “DIPS” se realiza la agrupación estadística que permite obtener el estereograma de concentración de polos.

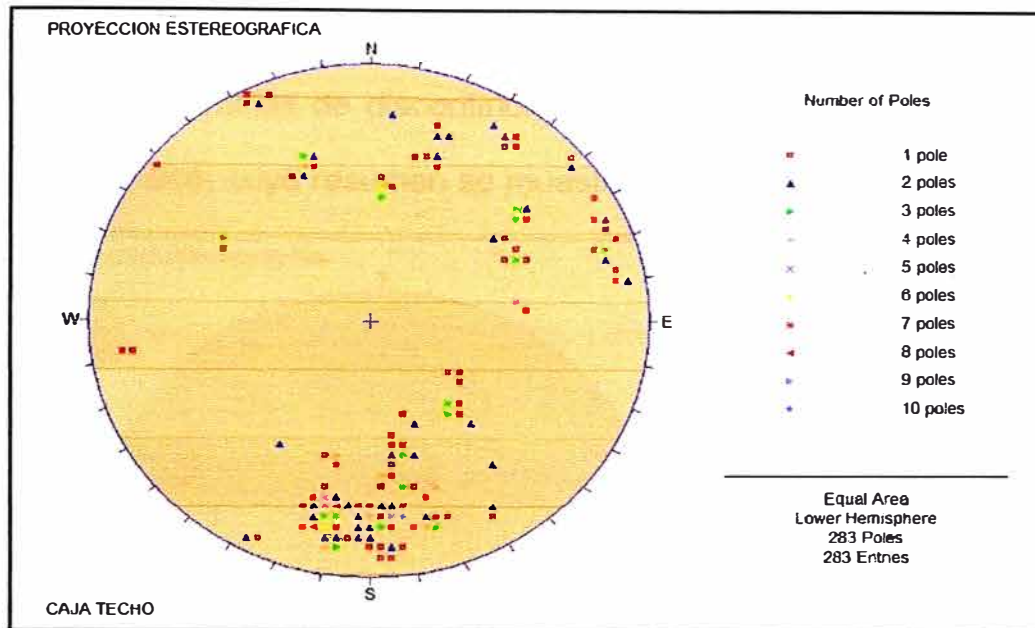


Gráfico N° 04: Diagrama de concentración de polos

Los polos agrupados, se interpolan para generar los contornos isovalóricos de densidad de polos, el resultado de esta operación se muestra en el estereograma del gráfico N° 05.

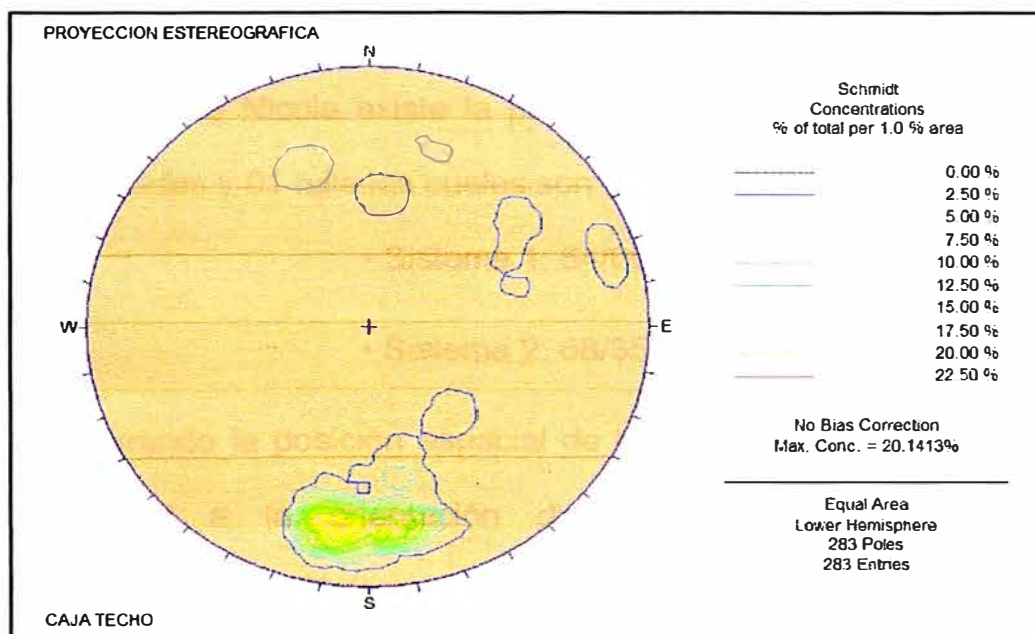


Gráfico N° 05: Diagrama estereográfico de isovalóres de densidad de polos

El gráfico N° 05 (contornos isovalóricos de densidad de polos) determina las familias de discontinuidades presentes en la veta Nicole y su entorno físico, cuyo resumen se muestra en el gráfico N° 06.

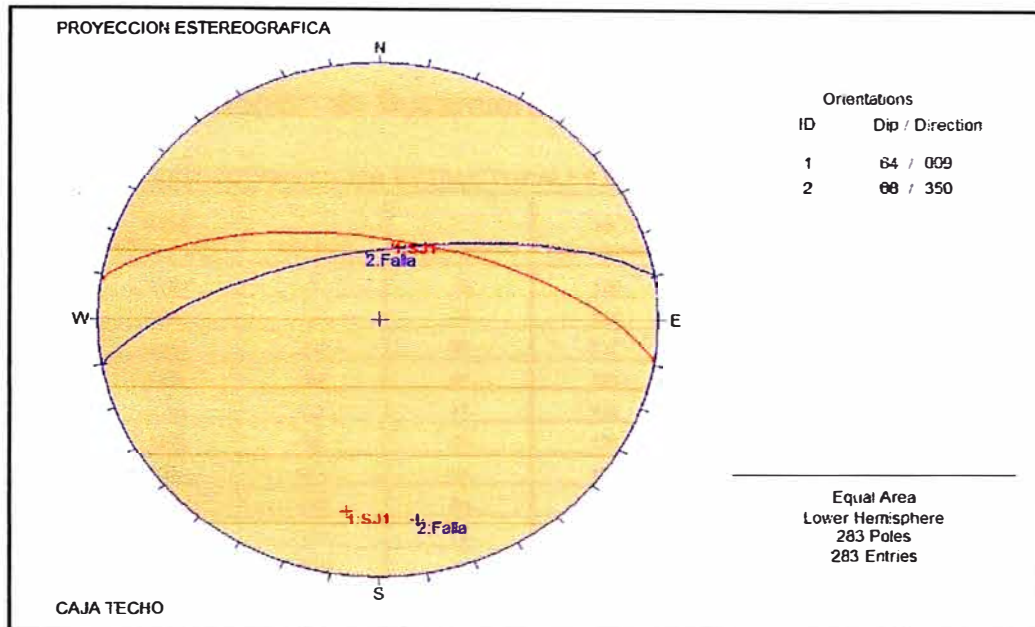


Gráfico N° 06: Diagrama Estereográficos de los sistemas de Discontinuidades

Del resumen mostrado en el gráfico N° 06, se tiene que en la Caja Techo de la veta Nicole existe la presencia de 01 sistema principal de discontinuidades y 01 falla las cuales son:

- Sistema 1: 64/009.... (N99°E/ 64°NE).
- Sistema 2: 68/350.... (N80°E/ 68°NW).

Considerando la posición espacial de la caja techo en la veta Nicole con respecto a la orientación de los principales sistemas de discontinuidades, el "Sistema 2" se denomina "Dominante" por ser la condición más desfavorable para la estabilidad estructuralmente controlada para los tajeos de la veta Nicole.

4.2.4 ESTEREOGRAFÍA DE LA CAJA PISO DE LA VETA NICOLE

En la tabla N° 03, se muestran los datos de discontinuidades geológicas tomados en el mapeo geotécnico en la galería de la veta Nicole, referidos a la caja piso, estos datos se presentan en el formato “Buzamiento / dirección de Buzamiento” para su tratamiento estadístico.

DISCONTINUIDADES ESTRUCTURALES DE LA CAJA PISO NICOLLE

N° Discontinuidad	TIPO ESTRUCTURA	DIR. BUZ	BUZAMIENTO	N° Discontinuidad	TIPO ESTRUCTURA	DIR. BUZ	BUZAMIENTO
1	Falla	2	75	120	Junta	345	71
2	Falla	2	74	121	Junta	344	71
3	Junta	30	45	122	Junta	345	75
4	Junta	30	43	123	Junta	342	72
5	Junta	32	47	124	Junta	343	72
6	Junta	28	45	125	Junta	345	76
7	Falla	103	80	126	Junta	345	70
8	Falla	102	80	127	Junta	340	72
9	Falla	335	74	128	Junta	339	72
10	Falla	335	72	129	Junta	345	77
11	Falla	335	76	130	Junta	345	79
12	Junta	182	80	131	Junta	344	72
13	Junta	182	80	132	Junta	345	70
14	Junta	182	80	133	Junta	345	71
15	Junta	182	78	134	Junta	345	69
16	Junta	180	82	135	Junta	345	68
17	Junta	183	81	136	Junta	344	70
18	Junta	8	65	137	Junta	346	70
19	Junta	8	67	138	Junta	347	70
20	Junta	8	63	139	Junta	345	69
21	Junta	8	64	140	Junta	348	70
22	Junta	8	66	141	Junta	340	70
23	Junta	10	65	142	Junta	339	70
24	Junta	5	65	143	Junta	338	70
25	Junta	190	55	144	Junta	349	70
26	Junta	190	57	145	Junta	349	70
27	Junta	192	53	146	Junta	349	70
28	Junta	190	56	147	Junta	349	70
29	Junta	188	52	148	Junta	349	70
30	Junta	340	35	149	Junta	349	70
31	Junta	340	37	150	Junta	349	70
32	Junta	342	33	151	Junta	349	70
33	Junta	340	34	152	Junta	349	70
34	Junta	338	36	153	Junta	349	70
35	Junta	340	35	154	Junta	349	70
36	Junta	338	36	155	Junta	349	70
37	Junta	348	70	156	Junta	260	74
38	Junta	348	69	157	Junta	260	74
39	Junta	225	64	158	Junta	260	74
40	Junta	225	62	159	Junta	260	74

Tabla N 03: Orientaciones Estructurales de la Caja Piso Nicole

Continuación de la Tabla 3.

DISCONTINUIDADES ESTRUCTURALES DE LA CAJA PISO NICOLLE

N° Discontinuidad	TIPO ESTRUCTURA	DIR. BUZ	BUZAMIENTO	N° Discontinuidad	TIPO ESTRUCTURA	DIR. BUZ	BUZAMIENTO
41	Junta	223	66	160	Junta	260	74
42	Junta	0	50	161	Junta	260	74
43	Junta	0	51	162	Junta	260	74
44	Junta	185	78	163	Junta	260	74
45	Junta	184	80	164	Junta	260	74
46	Junta	185	76	165	Junta	260	74
47	Junta	186	78	166	Junta	260	74
48	Junta	10	68	167	Junta	260	74
49	Junta	10	69	168	Junta	260	74
50	Junta	356	65	169	Junta	260	74
51	Junta	356	63	170	Junta	260	74
52	Junta	355	67	171	Junta	260	74
53	Junta	65	50	172	Junta	257	80
54	Junta	65	48	173	Junta	257	81
55	Junta	66	52	174	Junta	257	83
56	Junta	64	50	175	Junta	256	80
57	Junta	357	75	176	Junta	255	80
58	Junta	357	73	177	Junta	258	80
59	Junta	355	75	178	Junta	259	80
60	Junta	358	75	179	Junta	257	79
61	Junta	345	64	180	Junta	355	80
62	Junta	344	64	181	Junta	355	79
63	Junta	346	64	182	Junta	355	81
64	Junta	0	75	183	Junta	354	80
65	Junta	0	77	184	Junta	357	80
66	Junta	0	74	185	Junta	356	80
67	Junta	0	76	186	Junta	355	78
68	Junta	0	75	187	Junta	350	78
69	Junta	3	75	188	Junta	350	77
70	Junta	5	75	189	Junta	340	80
71	Junta	359	75	190	Junta	339	80
72	Junta	3	75	191	Junta	350	60
73	Junta	2	75	192	Junta	350	59
74	Junta	0	71	193	Junta	333	72
75	Junta	0	70	194	Junta	333	70
76	Junta	4	75	195	Falla	30	78
77	Junta	8	75	196	Junta	335	72
78	Junta	5	75	197	Junta	335	72
79	Junta	0	69	198	Junta	335	72
80	Junta	0	68	199	Junta	335	72
81	Junta	0	70	200	Junta	335	72
82	Junta	0	73	201	Junta	335	72
83	Junta	0	67	202	Junta	335	72
84	Junta	0	65	203	Junta	335	72
85	Junta	3	69	204	Junta	335	72
86	Junta	5	69	205	Junta	335	72
87	Junta	2	69	206	Junta	335	72
88	Junta	358	69	207	Junta	335	72
89	Junta	0	65	208	Falla	182	87
90	Junta	0	66	209	Falla	182	87

Continuación de la Tabla 3.

DISCONTINUIDADES ESTRUCTURALES DE LA CAJA PISO NICOLLE							
Nº Discontinuidad	TIPO ESTRUCTURA	DIR. BUZ	BUZAMIENTO	Nº Discontinuidad	TIPO ESTRUCTURA	DIR. BUZ	BUZAMIENTO
91	Junta	2	68	210	Falla	182	87
92	Junta	350	74	211	Junta	345	80
93	Junta	350	72	212	Junta	345	79
94	Junta	350	75	213	Junta	345	81
95	Junta	349	74	214	Junta	344	80
96	Junta	351	74	215	Junta	343	80
97	Junta	355	74	216	Junta	342	80
98	Junta	349	70	217	Junta	345	78
99	Junta	342	70	218	Junta	345	80
100	Junta	342	68	219	Junta	217	87
101	Junta	342	69	220	Junta	217	86
102	Junta	342	65	221	Junta	217	85
103	Junta	342	71	222	Junta	220	60
104	Junta	341	70	223	Junta	218	60
105	Junta	339	70	224	Junta	220	61
106	Junta	343	70	225	Falla	42	87
107	Junta	345	70	226	Junta	338	78
108	Junta	342	67	227	Junta	40	87
109	Junta	345	70	228	Junta	45	85
110	Junta	345	69	229	Junta	304	80
111	Junta	345	68	230	Junta	42	82
112	Junta	345	71	231	Junta	42	81
113	Junta	345	65	232	Junta	42	83
114	Junta	345	66	233	Junta	330	80
115	Junta	343	70	234	Junta	330	79
116	Junta	346	70	235	Junta	38	82
117	Junta	347	70	236	Junta	38	80
118	Junta	344	70	237	Junta	38	84
119	Junta	345	72	238	Junta	356	80

4.2.4.1 Análisis Estereográfico de las Discontinuidades Geológico – Estructurales de la Caja Piso Nicole.

En el programa “DIPS” los datos geológico – estructurales de la tabla Nº 03, se plotean como polos, como se muestra en el estereograma del gráfico Nº 7 de la caja piso Nicole. Con la finalidad de tratar los polos estadísticamente en función a su distribución espacial, en el programa “DIPS” se realiza la agrupación estadística que permite obtener el estereograma de concentración de polos.

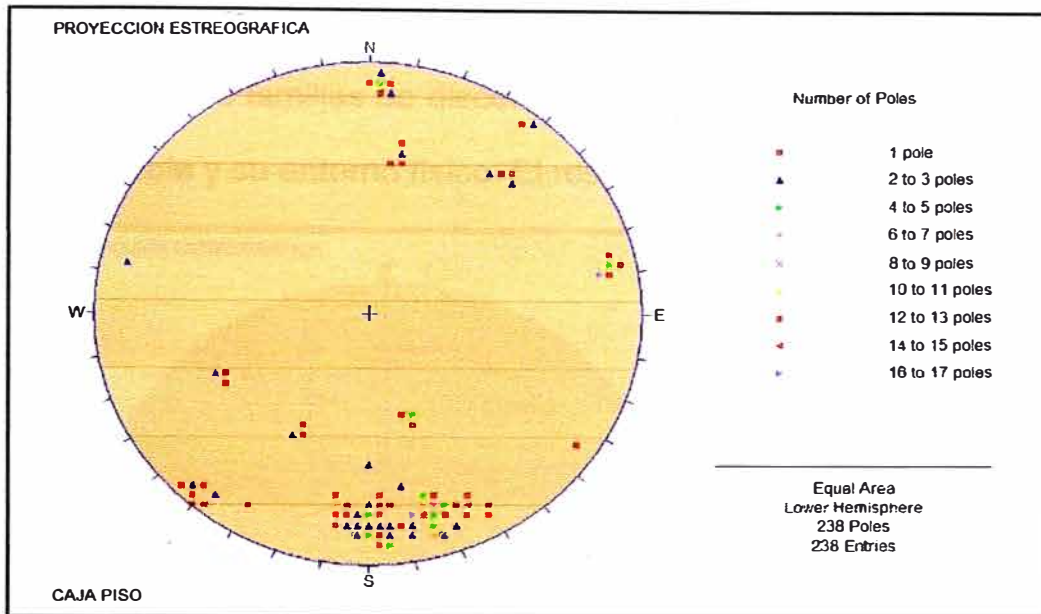


Gráfico N° 07: Diagrama de concentración de polos

Los polos agrupados, se han interpolados para generar los contornos isovalóricos de densidad de polos, el resultado de esta operación se muestra en el estereograma del gráfico N° 08.

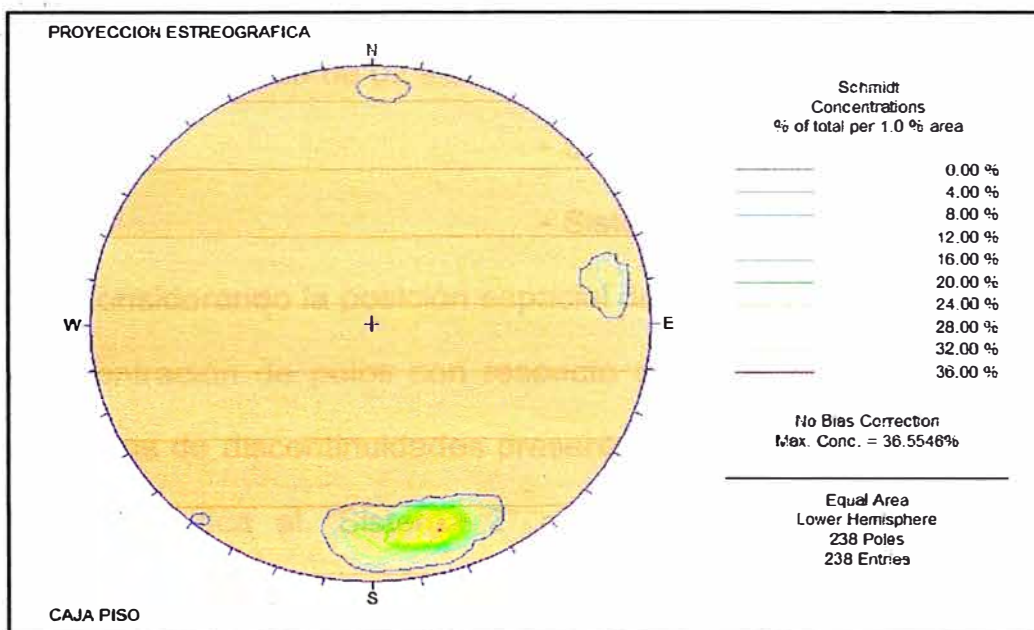


Gráfico N° 08: Diagrama estereográfico de isovalóres de densidad de polos

El gráfico N° 08 (contornos isovalóricos de densidad de polos) determina las familias de discontinuidades presentes en la caja piso de la veta Nicole y su entorno físico. El resumen se muestra en el gráfico N° 09.

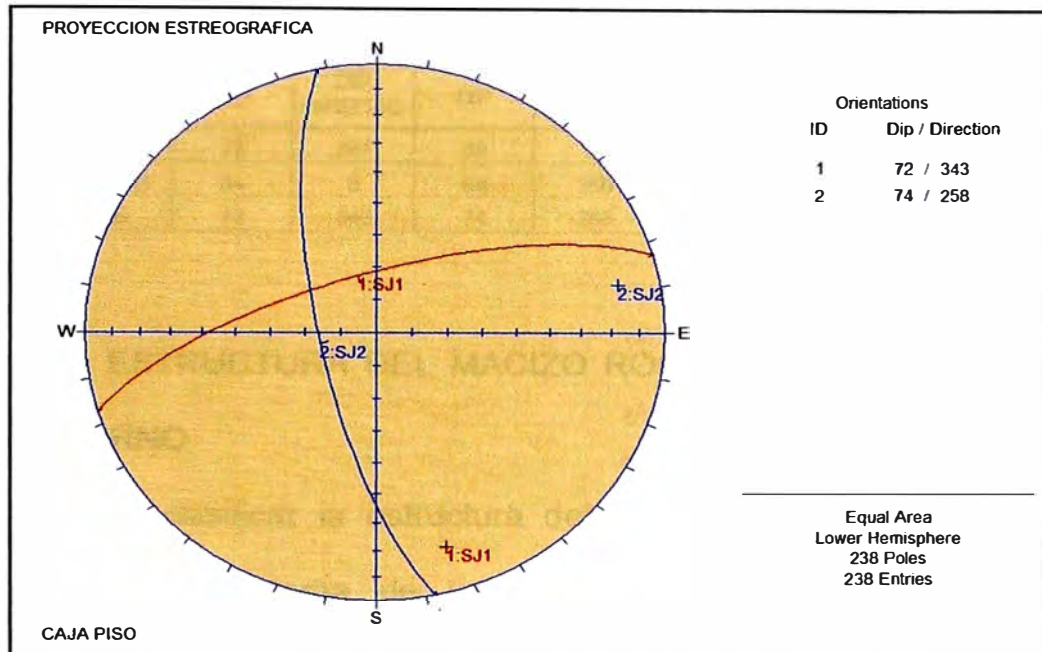


Gráfico N° 09: Diagrama Estereográficos de los sistemas de Discontinuidades

Del resumen mostrado, se tiene que en la Caja Piso de la veta Nicole existe la presencia de 02 sistema principal de discontinuidades:

- Sistema 1: 72/343.... (N73°E/ 72°NE).
- Sistema 2: 74/258.... (N348°E/ 74°NW).

Considerando la posición espacial de la caja piso en la veta Nicole y la concentración de polos con respecto a la orientación de los principales sistemas de discontinuidades presentes en la zona de estudio (gráfico N° 09) se tipifica al "Sistema 2" como "Sistema Dominante" por ser la condición más desfavorable para la estabilidad estructuralmente controlada para los tajeos de la veta Nicole.

En función al análisis estereográfico desarrollado en la veta Nicole, se presenta en un cuadro resumen los valores de buzamiento y dirección de buzamiento para la veta Nicole y sus rocas encajonantes.

CUADRO RESUMEN

UBICACIÓN	SJ1		SJ2		SJ3		OBS
	DIP	DIP DIRECTIO	DIP	DIP DIRECTIO	DIP	DIP DIRECTIO	
VETA	72	267	80	27	74	199	SJ2, sistema predominante
CAJA TECHO	64	9	68	350	SJ2, sistema predominante
CAJA PISO	72	343	74	258	SJ2, sistema predominante

4.2.5 ESTRUCTURA DEL MACIZO ROCOSO EN LA VETA NICOLE Y ENTORNO

Para clasificar la estructura del macizo rocoso en la zona, se ha utilizado el sistema de valoración del macizo rocoso RMR89 de Bieniawski. Para ello se registraron los datos en estaciones (Líneas de Detalle) distribuidas espacialmente en la galería Nicole del Nv. 4465 en la cual se tomo información referida a la orientación de discontinuidades, resistencia a la compresión uniaxial de la roca, grado de fracturamiento, espaciamiento entre discontinuidades, condición de fracturas (persistencia, apertura, rugosidad, relleno e intemperismo) y presencia de agua subterránea.

TIPO ROCA	CLASE	COLOR	R.M.R.
BUENA	II	VERDE	61 - 80
REGULAR - A	III - A	VERDE CLARO	51 - 60
REGULAR - B	III - B	AMARILLO	41 - 50
MALA - A	IV - A	ANARANJADO	31 - 40
MALA - B	IV - B	ROJO	21 - 30
MUY MALA	V	MARRON	< 20

Tabla N° 04: Intervalos por calidad de roca geomecánica

En la tabla N° 5, 6 y 7; se muestran los resúmenes de la clasificación geomecánica según el sistema de valoración RMR89 de Bieniawski para la Veta Nicole, donde se observa que para cada uno de los intervalos analizados se detallan en el margen izquierdo de la tabla la calidad de roca.

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (RMR) VETA NICOLLE

Progresiva (m)	RCU	RQD	ESP(m)	PERS(m)	APERT (mm)	RUG	RELLENO	INTEMP	AGUA	RMR (Bas.)	COLOR	CALIDAD DE ROCA
0.0	1.0	7	13	8	1	5	5	4	3	10	56	
1.0	6.0	7	13	8	1	6	3	6	5	10	59	REGULAR A
6.0	7.0	7	13	8	4	5	3	4	2	10	56	
7.0	9.0	7	3	5	4	5	1	4	3	10	42	REGULAR B
9.0	10.0	7	20	15	2	6	0	6	5	10	71	BUENA
10.0	13.0	7	3	5	4	6	1	6	5	10	47	REGULAR B
13.0	16.0	7	13	8	4	6	1	6	5	10	60	
16.0	17.0	7	13	8	4	4	1	2	5	10	54	
17.0	18.0	7	13	8	4	5	1	4	5	10	57	
18.0	26.0	7	13	8	4	6	1	6	5	10	60	
26.0	27.0	7	13	8	2	5	3	6	5	10	59	REGULAR A
27.0	29.0	7	13	8	2	5	1	4	3	10	53	
29.0	31.0	7	13	8	4	6	1	6	5	10	60	
31.0	34.0	7	13	8	4	6	1	6	5	10	60	
34.0	37.0	7	17	10	2	5	1	4	5	10	61	
37.0	40.0	7	20	15	2	6	1	6	6	10	73	BUENA
40.0	45.0	7	13	8	4	4	1	4	3	10	54	
45.0	46.0	7	13	8	4	6	0	6	5	4	53	
46.0	48.0	7	13	8	4	5	1	6	5	4	53	
48.0	54.0	7	13	8	4	5	1	6	5	4	53	REGULAR A
54.0	58.0	7	17	10	2	4	3	4	3	4	54	
58.0	63.0	7	13	8	4	6	0	6	5	4	53	
63.0	67.0	7	13	8	4	6	1	6	5	4	54	
67.0	69.0	7	13	8	2	1	3	2	3	7	46	REGULAR B
69.0	72.0	7	13	8	2	6	0	6	5	4	51	REGULAR A
72.0	73.0	7	17	10	4	6	1	6	5	7	63	BUENA
73.0	75.0	7	13	8	4	5	1	1	3	7	49	REGULAR B
75.0	76.0	7	20	15	1	0	1	2	3	7	56	REGULAR A
76.0	81.0	7	17	10	2	6	1	6	5	10	64	BUENA
81.0	83.0	7	13	8	4	5	1	6	5	10	59	REGULAR A
83.0	84.0	7	13	8	4	6	1	6	5	10	60	
84.0	86.0	7	20	15	4	5	1	6	5	10	73	BUENA
86.0	89.0	7	13	8	4	6	1	6	5	10	60	
89.0	92.0	7	13	8	4	5	1	6	5	10	59	REGULAR A
92.0	93.0	7	13	8	4	6	3	6	6	10	63	BUENA
93.0	96.0	7	13	8	4	5	1	4	5	10	57	
96.0	97.0	7	13	8	4	6	1	6	5	10	60	REGULAR A
97.0	98.0	7	13	8	2	1	5	2	3	10	51	
98.0	101.0	7	13	8	2	1	5	2	3	10	51	
101.0	102.0	7	13	8	2	1	3	2	3	10	49	REGULAR B
102	103	7	13	8	4	1	3	4	3	10	53	REGULAR A

VALORIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO (RMR)											
PARAMETRO	RANGO DE VALORES								VALOR ESTIMADO	VALOR	
RESIS. COMPRE. UNIAXIAL (Mpa)	> 250	15	100 - 250	12	50 - 100	7	25 - 50	4	<25 (2) <5 (1) <1	0	
RQD %	90 - 100	20	75 - 90	17	50 - 75	13	25 - 50	8	< 25	3	
ESPACIAMIENTO	> 2m	20	0,6m - 2m	15	0,6m - 0,2 m	10	0,2m - 0,06m	8	< 0,06m	5	
CONDICIÓN DE JUNTAS	PERSISTENCIA	< 1m	6	1m - 3m	4	3m - 10m	2	10m - 20m	1	> 20m	0
	APERTURA	Cerrada	6	< 0,1 mm.	5	0,1mm - 1mm	4	1mm - 5 mm	1	> 5mm	0
	RUGOSIDAD	Muy rugosa	6	Rugosa	5	Lig. Rugosa	3	Lisa	1	Espejo de falla	0
	RELLENO	Limpia	6	Duro < 5mm	4	Duro > 5mm	2	Suave < 5mm	1	Suave > 5mm	0
	INTEMPERIZACIÓN	Sana	6	Lig. Intempe	5	Mod. Intempe	3	Muy intempe	2	Descompuesta	0
AGUA SUBTERRANEA	Seco	15	Humedo	10	Mojado	7	Goteo	4	Fluj	0	

CLASE DE MACIZO ROCOSO						
RMR	61 - 80	51-60	41 - 50	31 - 40	21 - 30	< 20
DESCRIPCION	II - BUENA	III - A REGULAR A	III - B REGULAR B	IV - A MALA A	IV - B MALA B	V - MUY MALA

Tabla N° 05: Clasificación geomecánica RMR89 de Bieniawski de la veta Nicole

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (RMR) CAJA TECHO NICOLLE

RCU(Mpa)	Progresiva (m)		RCU	RQD	ESP(m)	PERS(m)	APERT (mm)	RUG	RELLENO	INTEMP	AGUA	RMR (Bas)	COLOR	CALIDAD DE ROCA
44	0.0	2.0	4	13	8	2	1	6	4	5	15	58		REGULAR A
44	2.0	4.0	4	13	8	6	1	5	4	5	15	61		
32	4.0	6.0	4	17	10	2	1	6	4	5	15	64		BUENA
62	6.0	6.3	7	13	8	6	4	3	4	5	15	65		
62	6.3	8.0	7	13	8	2	1	5	4	5	15	60		REGULAR A
52	8.0	10.0	7	17	10	2	4	5	4	5	15	69		
67	10.0	12.0	7	17	10	2	4	5	4	6	15	70		
48	12.0	14.0	4	13	8	2	4	5	4	6	15	61		
79	14.0	16.0	7	13	8	2	4	5	4	6	15	64		
85	16.0	16.2	7	13	8	4	4	5	4	6	15	66		
85	16.2	16.8	7	17	10	6	4	3	4	6	15	72		
75	16.8	20.0	7	13	8	6	4	3	4	6	15	66		
85	20.0	20.8	7	13	8	2	4	3	4	5	15	61		
85	20.8	22.0	7	13	8	4	4	3	4	5	15	63		
48	22.0	24.0	4	17	10	4	4	3	4	5	15	66		
57	24.0	24.5	7	13	8	4	4	3	4	6	15	64		
57	24.5	25.0	7	17	10	4	4	3	4	6	15	70		
57	25.0	26.0	7	13	8	6	4	3	4	6	15	66		
67	26.0	26.5	7	13	8	4	4	3	4	5	15	63		
67	26.5	28.0	7	13	8	2	4	3	4	5	15	61		
62	28.0	28.5	7	17	10	2	4	3	4	5	15	67		
62	28.5	29.0	7	13	8	4	4	3	4	6	15	64		
62	29.0	29.3	7	13	8	6	4	3	4	6	15	66		
62	29.3	30.0	7	17	10	2	4	3	4	6	15	68		
76	30.0	30.3	7	13	8	4	4	3	4	6	15	64		
76	30.3	32.0	7	17	10	4	4	3	4	5	15	69		BUENA
62	32.0	34.0	7	17	10	2	4	3	4	5	15	67		
41	34.0	34.5	4	17	10	2	4	3	4	5	15	64		
41	34.5	36.0	4	17	10	4	4	3	4	6	15	67		
76	36.0	36.5	7	13	8	4	4	3	4	6	15	64		
76	36.5	37.0	7	13	8	2	1	5	4	6	15	61		
76	37.0	38.0	7	13	8	4	4	5	4	5	15	65		
48	38.0	40.0	4	20	15	2	4	5	4	5	15	74		
73	40.0	42.0	7	17	10	4	4	5	6	6	15	74		
76	42.0	44.0	7	20	15	4	6	3	6	6	15	82		
59	44.0	44.5	7	20	15	6	4	5	4	6	15	82		
59	44.5	45.0	7	13	8	2	4	3	4	5	15	61		
59	45.0	46.0	7	20	15	6	6	5	6	6	15	86		
70	46.0	46.5	7	13	8	2	4	3	4	5	15	61		
70	46.5	48.0	7	20	15	6	6	5	6	5	15	85		
48	48.0	50.0	4	17	10	2	4	3	4	6	15	65		
82	50.0	50.5	7	13	8	2	4	3	4	5	15	61		
82	50.5	52.0	7	17	10	4	6	3	6	6	15	74		
44	52.0	54.0	4	17	10	2	4	3	6	5	15	66		
85	54.0	56.0	7	17	10	2	4	3	6	5	15	69		
57	56.0	58.0	7	17	10	2	1	3	6	5	15	66		
52	58.0	60.0	7	17	10	2	1	3	1	5	15	61		
57	60.0	62.0	7	13	8	2	4	3	1	5	15	58		REGULAR A
70	62.0	64.0	7	13	8	2	1	5	4	5	15	60		
67	64.0	68.0	7	13	8	4	4	5	4	6	15	66		
73	68.0	72.0	7	13	8	2	4	5	4	5	15	63		BUENA
62	72.0	74.0	7	17	10	2	4	5	4	6	15	70		
52	74.0	76.0	7	13	8	2	4	3	4	6	10	57		REGULAR A
73	76.0	78.0	7	20	15	4	4	3	4	6	15	78		
73	78.0	80.0	7	20	15	2	1	5	6	6	15	77		BUENA
52	80.0	82.0	7	17	10	2	6	3	6	6	15	72		
52	82.0	83.0	7	17	10	2	1	3	2	5	10	57		REGULAR A
52	83.0	84.0	7	17	10	4	5	3	4	6	10	66		
52	84.0	86.0	7	17	10	4	5	3	4	6	15	71		BUENA
86	86.0	88.0	7	13	8	1	1	5	1	3	15	54		
44	88.0	92.0	4	13	8	1	1	5	1	3	15	51		REGULAR A
93	92.0	94.0	7	20	15	1	1	3	2	5	15	69		
48	94.0	100.0	4	17	10	4	5	1	6	6	15	68		BUENA
52	100.0	101.0	7	20	15	1	1	3	2	5	15	69		

VALORIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO (RMR)											
PARAMETRO	RANGO DE VALORES								VALOR ESTIMADO	VALOR	
RESIS. COMPRES. UNIAxIAL (Mpa)	> 250	15	100 - 250	12	50 - 100	7	25 - 50	4	<25 (2) <5 (1)	0	
RQD %	90 - 100	20	75 - 90	17	50 - 75	13	25 - 50	8	< 25	3	
ESPACIAMIENTO	> 2m	20	0,6m - 2m	15	0,6m - 0,2 m	10	0,2m - 0,06m	8	< 0,06m	5	
CONDICIÓN DE JUNTAS	PERSISTENCIA	< 1m	6	1m - 3m	4	3m - 10m	2	10m - 20m	1	> 20m	0
	APERTURA	Cerrada	6	< 0,1 mm.	5	0,1mm - 1mm	4	1mm - 5 mm	1	> 5mm	0
	RUGOSIDAD	Muy rugosa	6	Rugosa	5	Lig. Rugosa	3	Lisa	1	Espejo de falso	0
	RELLENO	Limpia	6	Duro < 5mm	4	Duro > 5mm	2	Suave < 5mm	1	Suave > 5mm	0
INTEMPERIZACIÓN	Sana	6	Lig. Intemper.	5	Mod. Intemper.	3	Muy Intemper.	2	Descompuest.	0	
AGUA SUBTERRANEA	Seco	15	Humedo	10	Mojado	7	Goloso	4	Flujo	0	

CLASE DE MACIZO ROCOSO						
RMR	61 - 80	51 - 60	41 - 50	31 - 40	21 - 30	< 20
DESCRIPCION	II - BUENA	III - A REGULAR A	III - B REGULAR B	IV - A MALA A	IV - B MALA B	V - MUY MALA

Tabla N° 06: Clasificación geomecánica RMR89 de Bieniawski de la Caja Techo de la Veta Nicole.

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (RMR) CAJA PISO NICOLLE

Progresiva (m)		RCU	RQD	ESP(m)	PERS(m)	APERT (mm)	RUG	RELLENO	INTEMP	AGUA	RMR (Bas)	COLOR	CALIDAD DE ROCA
0.2	1.5	7	13	8	2	0	6	2	5	15	58		REGULAR A
1.5	1.9	7	20	10	4	4	3	4	6	15	73		
1.9	2.1	7	13	8	2	1	6	4	6	15	62		
2.1	3.8	12	13	8	2	0	6	2	5	15	63		
3.8	4.1	12	20	10	4	1	6	4	6	15	78		
4.1	6.1	7	20	10	2	4	6	4	6	15	74		
6.1	7.5	7	20	15	2	4	3	4	6	15	76		
7.5	8.1	7	20	10	4	4	3	4	6	15	73		
8.1	10.1	7	20	10	4	4	3	4	6	15	73		
10.1	12.1	7	20	10	4	4	3	4	6	15	73		
12.1	14.1	7	20	10	4	5	3	6	6	15	76		
14.1	16.1	7	20	15	2	5	3	6	6	15	79		
16.1	18.8	7	20	15	6	5	3	6	6	15	83		
18.8	21.5	7	20	10	2	5	3	6	6	15	74		
21.5	23.3	7	20	15	4	5	3	6	6	15	81		
23.3	25	7	20	15	4	5	3	6	6	15	81		
25.0	27	7	20	15	4	5	3	6	6	15	81		
27.0	29.9	7	20	15	4	1	3	2	6	15	73		
29.9	30	7	20	10	2	1	3	2	6	15	66		
30.0	37	7	20	10	2	1	3	2	6	15	66		
37.0	39.4	7	20	10	2	4	3	4	6	15	71		
39.4	41	7	20	10	2	4	3	4	6	15	71		
41.0	43.5	7	20	10	4	4	3	4	6	15	73		
43.5	45	7	20	15	2	4	3	4	6	15	76		
45.0	47.5	7	20	10	2	4	3	4	6	15	71		
47.3	49	7	20	15	2	4	3	4	5	15	75		
49.0	49.2	7	20	10	2	4	3	4	5	15	70		
49.2	51	7	20	10	4	4	3	4	5	15	72		
51.0	53	12	20	10	4	4	3	4	5	15	77		
53.0	55	7	20	15	2	1	3	4	6	15	73		
55.0	57	7	20	15	2	1	3	4	5	15	72		
57.0	59	7	20	15	2	1	3	4	5	15	72		
59.0	61	12	20	15	2	6	3	6	6	15	85		
61.0	63	7	20	15	2	5	3	4	6	15	77		
63.0	63.2	7	13	8	2	0	3	2	6	15	56		REGULAR A
63.2	63.3	7	20	10	2	1	3	4	5	15	67		BUENA
63.3	70	7	13	8	2	0	3	2	5	15	55		REGULAR A
70.0	72.5	7	20	10	2	1	3	4	6	15	68		
72.5	75	7	20	10	2	1	3	4	6	15	68		BUENA
75.0	77	7	20	10	2	5	3	4	6	15	72		
77.0	78	7	13	8	2	1	3	4	6	15	59		REGULAR A
78.0	82.2	7	20	10	2	4	3	4	6	15	71		
82.2	84.3	7	20	10	2	4	3	4	6	15	71		
84.3	86	7	20	10	2	4	3	4	6	15	71		
86.0	88	12	20	10	2	4	3	4	6	15	76		
88.0	89.6	7	20	10	2	4	3	4	6	15	71		BUENA
89.6	91.5	7	20	10	2	4	3	4	6	15	71		
91.5	91.8	7	20	10	2	4	3	4	6	15	71		
91.8	100	7	20	10	2	6	3	6	6	15	75		

VALORACIÓN DEL MACIZO ROCOSO (RMR)											
PARAMETRO	RANGO DE VALORES								VALOR ESTIMADO	VALOR	
RESIS COMPRES. UNIAIXIAL (Mpa)	> 250	15	100 - 250	12	50 - 100	7	25 - 50	4	<25 (2) <5 (1)	0	
RQD %	90 - 100	20	75 - 90	17	50 - 75	13	25 - 50	8	< 25	3	
ESPACIAMIENTO	> 2m	20	0,6m - 2m	16	0,6m - 0,2 m	10	0,2m - 0,06m	8	< 0,06m	6	
PERSISTENCIA	< 1m	6	1m - 3m	4	3m - 10m	2	10m - 20m	1	> 20m	0	
CONDICIÓN DE JUNTAS	APERTURA	Cerrada	6	< 0,1 mm	6	0,1mm - 1mm	4	1mm - 5 mm	1	> 5mm	0
RUGOSIDAD	Muy rugosa	6	Rugosa	6	Lig. Rugosa	3	Lisa	1	Espejo de falla	0	
RELLENO	Limpia	6	Duro < 5mm	4	Duro > 5mm	2	Suave < 5mm	1	Suave > 5mm	0	
INTEMPERIZACIÓN	Sana	6	Lig. Intempe	6	Mod. Intempe	3	Muy intempe	2	Descompuesta	0	
AGUA SUBTERRANEA	Seco	16	Humedo	10	Mojado	7	Goteo	4	Flujo	0	

CLASE DE MACIZO ROCOSO						
RMR	61 - 80	51 - 60	41 - 50	31 - 40	21 - 30	< 20
DESCRIPCION	II - BUENA	III - A REGULAR A	III - B REGULAR B	IV - A MALA A	IV - B MALA B	V - MUY MALA

Tabla N° 07: Clasificación geomecánica RMR89 de Bieniawski de la Caja Piso de la Veta Nicole

4.2.6 CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO

De la caracterización geomecánica del macizo rocoso, según el sistema de valoración RMR89 de Bieniawski, mostrado en las tablas N° (05, 06, 07) se clasifica y tipifica el macizo rocoso definiéndolo geomecánicamente según dominios estructurales (Caja techo, Veta, Caja piso) a través del sistema de valoración RMR89 de Bieniawski cuyo resumen se muestra en la tabla N° 08.

CLASIFICACION GEOMECANICA RMR '89 (BIENIANSKY) DEL MACIZO ROCOSO VETA NICOLLE			
Dominio Estructural	RMR	Descripcion del Macizo Rocos	
		Clasificación	Tipificacion
Veta	55	Regular A	III - A
Caja techo	67	Buena	II
Caja piso	72	Buena	II

Tabla N° 08: Clasificación geomecánica del macizo rocoso (Veta Nicole y su entorno).

En la tabla N° 08, se muestra el resumen de la clasificación geomecánica RMR89 del macizo rocoso que involucra la Veta Nicole. En función al RMR promedio obtenido en cada dominio estructural (caja techo, veta, caja piso) se tipifica el macizo según los rangos de valoración mostrados en la parte inferior de las tablas N° 05, 06, 07). Del resultado de esta valoración se tiene que el macizo rocoso se clasifica como Buena II (Caja techo Caja piso) y Regular III-A (Veta).

4.3 DIMENSIONAMIENTO GEOMECANICO

En base a los resultados obtenidos en el análisis estereográfico, los ensayos de mecánica de rocas y la caracterización geomecánica (tablas N° 5, 6 y 7); la clasificación geomecánica (tabla N° 8), se dimensiona geomecánicamente el bloque de mineral de la Veta Nicole usando la técnica del “Método Grafico de Estabilidad”, la cual fue desarrollada por Mathews et.al y modificada por Potvin & Milne, y ha demostrado ser una valiosa herramienta para dimensionar los tajeos mineros. Se trata de la incorporación de dos parámetros llamado “N” número de estabilidad y “S” radio hidráulico con los que se obtiene gráficos de cinco interpretaciones:

- Zona Estable.
- Zona de transición sin sostenimiento.
- Estable con sostenimiento.
- Zona de transición con sostenimiento.
- Zona de hundimiento.

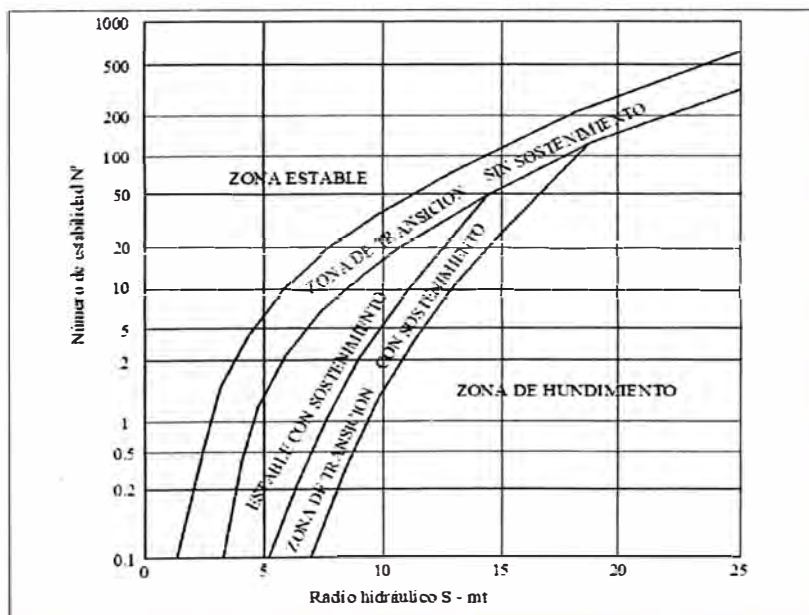


Gráfico N° 10: Número de estabilidad “N” vs radio hidráulico “S”

4.3.1 CALCULO DEL NÚMERO DE ESTABILIDAD

Para el cálculo del Número de estabilidad se deben calcular los siguientes cuatro parámetros:

$$N'=Q' \times A \times B \times C$$

Donde:

Q': INDICE DE CALIDAD TUNELERA MODIFICADO

A : FACTOR DE ESFUERZO EN LA ROCA

B : FACTOR DE AJUSTE POR ORIENTACION DE LAS JUNTAS

C : FACTOR DE AJUSTE GRAVITACIONAL

4.3.1.1 Calculo del Índice "Q"

El índice "Q" del macizo rocoso se calcula de los resultados del mapeo geotécnico realizado en la galería Nicole del Nv. 4465, cuyo resumen se muestra en las tablas N° 5, 6 y 7. Se estima el valor del índice "Q" por:

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

Donde:

RQD es la Designación de la Calidad de la Roca

J_n es el número de sistemas de juntas

J_r es el número de rugosidad de las juntas

J_a es el número de alteración de las juntas

J_w es el factor de reducción de agua en las juntas

El significado de los parámetros usados para determinar el valor de Q, Barton et.al. (1974) ofrecen los siguientes comentarios:

1. Tamaño de bloques (RQD/Jn)
2. Resistencia al corte entre los bloques (Jr/Ja)
3. Esfuerzo activo (Jw/SRF)

Con la restricción de que el factor esfuerzos activos (Jw/SRF), se considera igual a la unidad ya que según la información mostrada en las unidades Hidroestratigráficas presentes en el área de estudio (veta Nicole) es mínimo, no siendo significativa la influencia del agua en el comportamiento geomecánico del macizo rocoso por lo cual se considera el valor del factor de esfuerzos activos igual a 1 (ver tabla 9).

UBICACIÓN	RQD	Jn	Jr	Ja	Q'	RMR
CAJA TECHO	75	4	1.0	2.0	9.375	64.142
VETA	50	6	1.5	4.0	3.125	54.255
CAJA PISO	75	4	1.0	2.0	9.375	64.142

Tabla N° 9: Clasificación del macizo rocoso según índice "Q" modificado

4.3.1.2 Calculo del Índice "A"

El factor de esfuerzo en la roca "A", refleja los esfuerzos actuantes sobre las caras libres del tajeo abierto en profundidad. Este factor es determinado a partir de la resistencia compresiva no confinada de la roca intacta " σ_c " y el esfuerzo actuante paralelo a la cara expuesta del tajeo bajo consideración " σ_1 ". El factor de esfuerzo en la roca "A", es por lo tanto determinado a partir de la relación σ_c/σ_1 (resistencia de la roca intacta a esfuerzo compresivo inducido) sobre el borde de la abertura:

Para $\sigma_c/\sigma_1 < 2$: A = 0.1
Para $2 < \sigma_c/\sigma_1 < 10$: A = 0.1125 (σ_c/σ_1) - 0.125
Para $\sigma_c/\sigma_1 > 10$: A = 1.0

Para determinar el valor de las rocas encajonantes y la veta Nicole, se han realizado toma de muestras in situ de la resistencia de la roca intacta:

UBICACIÓN	σ_c - Mpa	mi
CAJA TECHO	125	28
VETA	65	16
CAJA PISO	122	32

Tabla N° 10: Parámetros de resistencia de la roca intacta.

Los valores obtenidos con ensayos de laboratorio y el RMR se han relacionado con la tabla 11.

ROCA	RMR	DENSIDAD Ton/m ³	mu	su	md	sd	Mod. Def. E - Mpa	Mod. Poisson v
CAJA TECHO	64	0.021	7.780	0.018608	2.162	0.002538	22671.5	0.22
VETA	54	0.0275	3.123	0.006203	0.610	0.000488	12775.3	0.25
CAJA PISO	64	0.021	8.892	0.018608	2.471	0.002538	22571.5	0.3

Tabla N° 11: Propiedades del Macizo Rocoso

También se ha realizado simulación del sigma vertical para determinar la influencia de los esfuerzos principales alrededor de la excavación, (ver tabla 12) con sus respectivas cargas estáticas (tabla 13).

Longitud del tajeo (mts)	VETA σ_1 - Mpa	caja techo del tajeo σ_1 - Mpa	caja piso del tajeo σ_1 - Mpa
25	15	5	2

Tabla N° 12: Análisis en PHASES 2

mts	317		
K	0.600		
densidad roca		σ_v	9
0.0275		σ_h	5

Tabla N° 13: Cargas estáticas

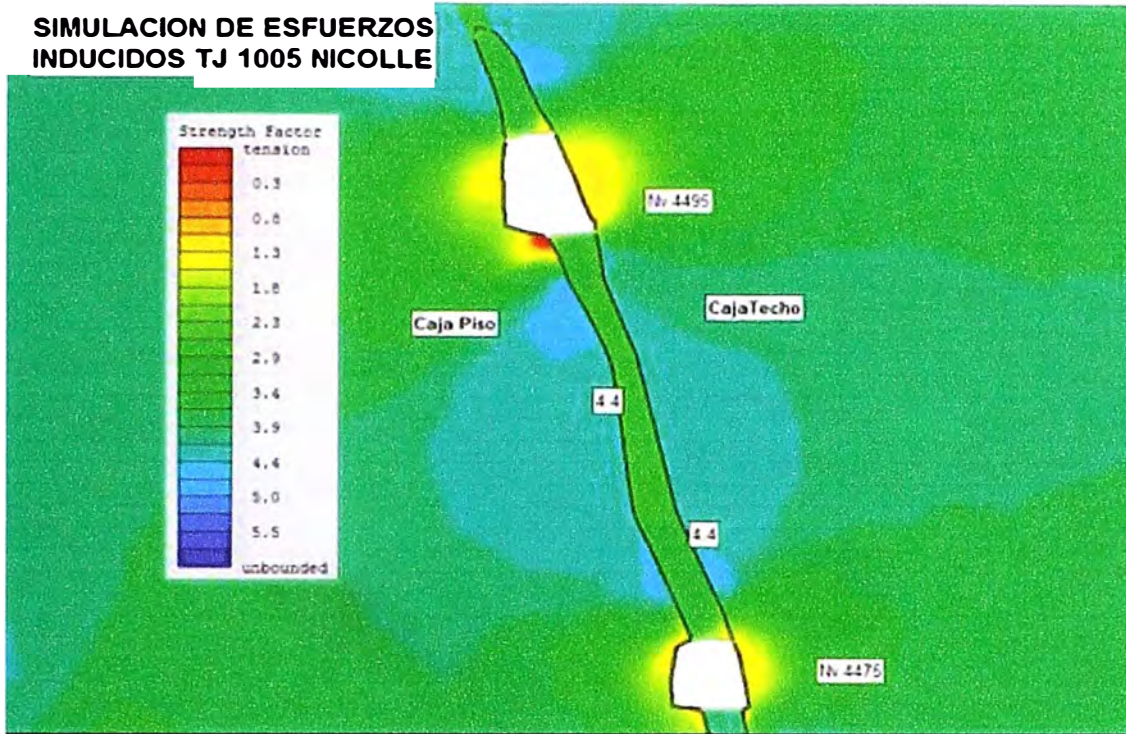


Grafico N° 11: Factor de seguridad en subniveles antes de aplicar Taladros Largos

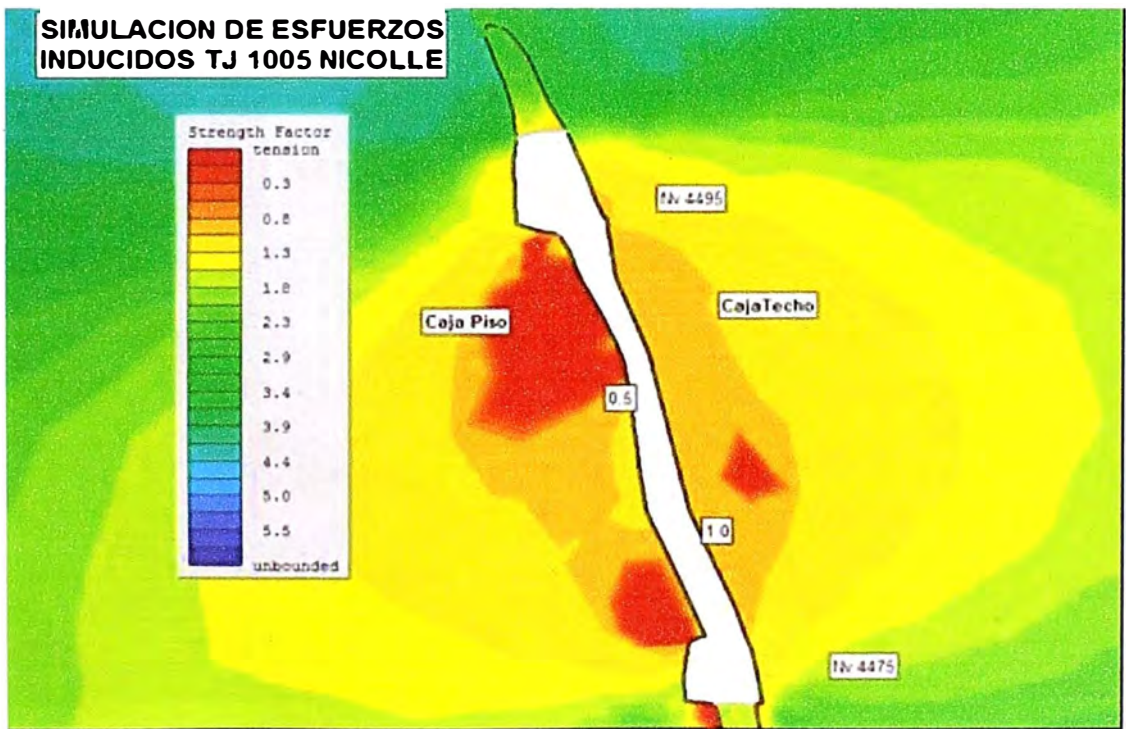


Grafico N° 12: Factor de seguridad después de la apertura en Tajo de Taladros Largos

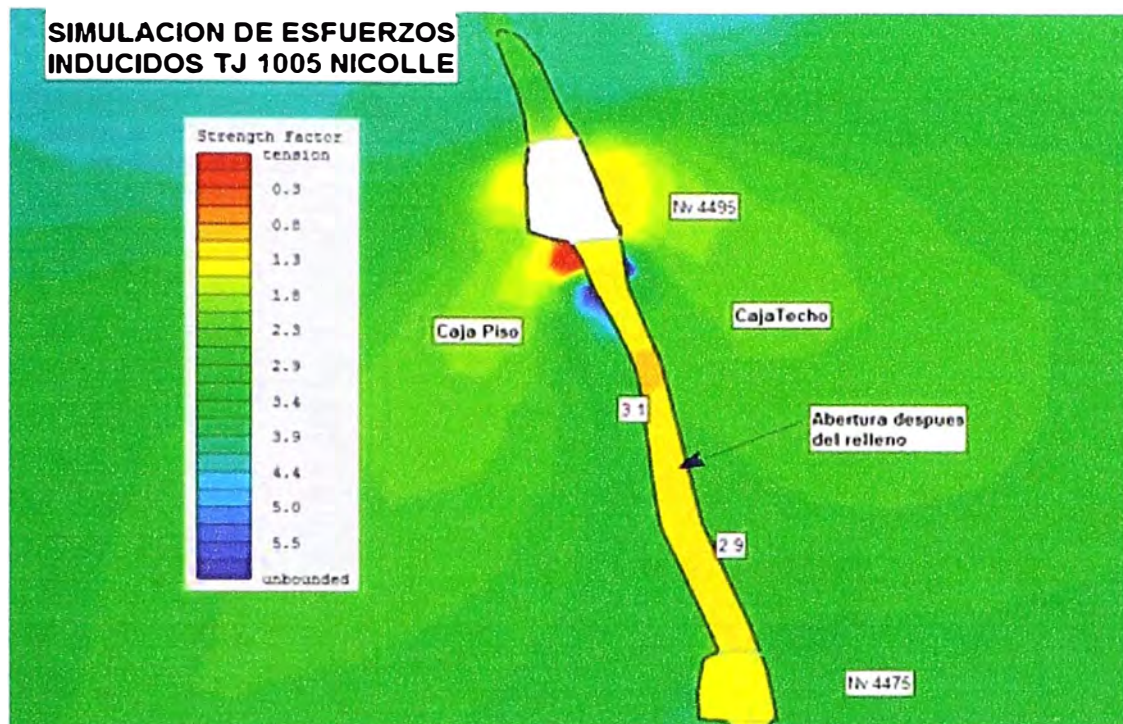


Gráfico N° 13: Factor de seguridad después del relleno en Tajo de Taladros Largos

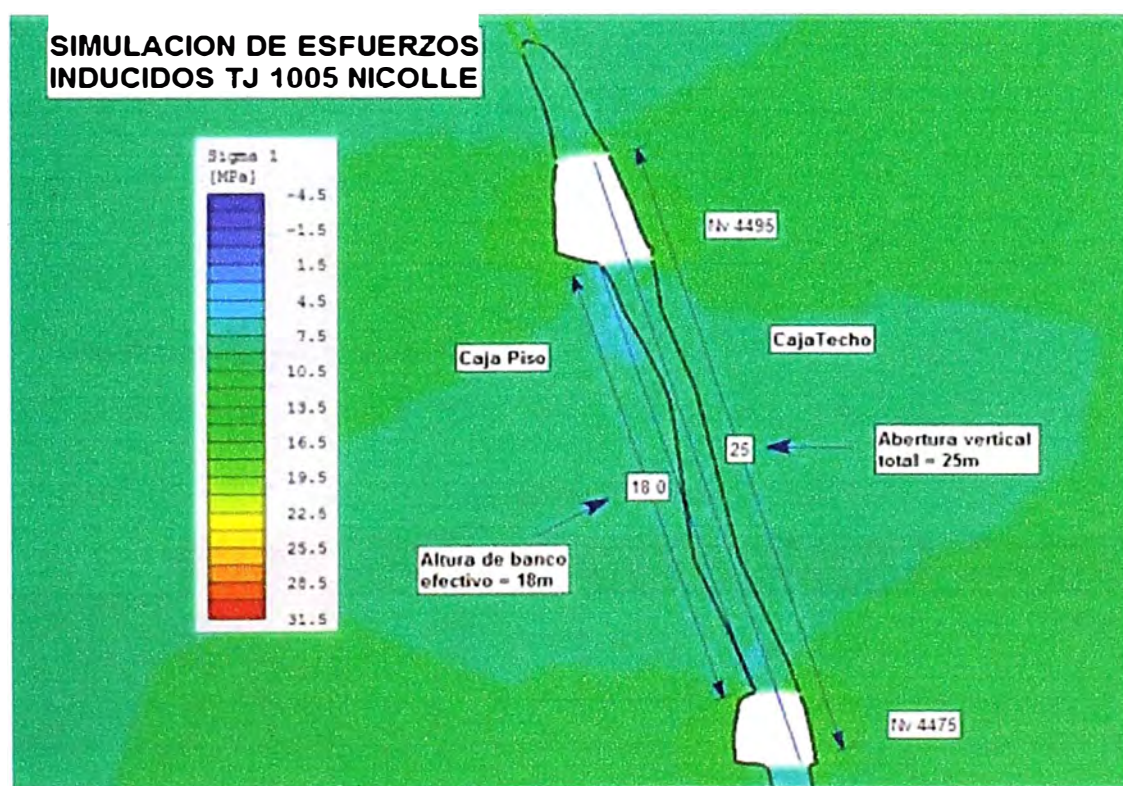


Gráfico N° 14: Salida gráfica del Sigma 1 (esfuerzos), antes de la abertura TL

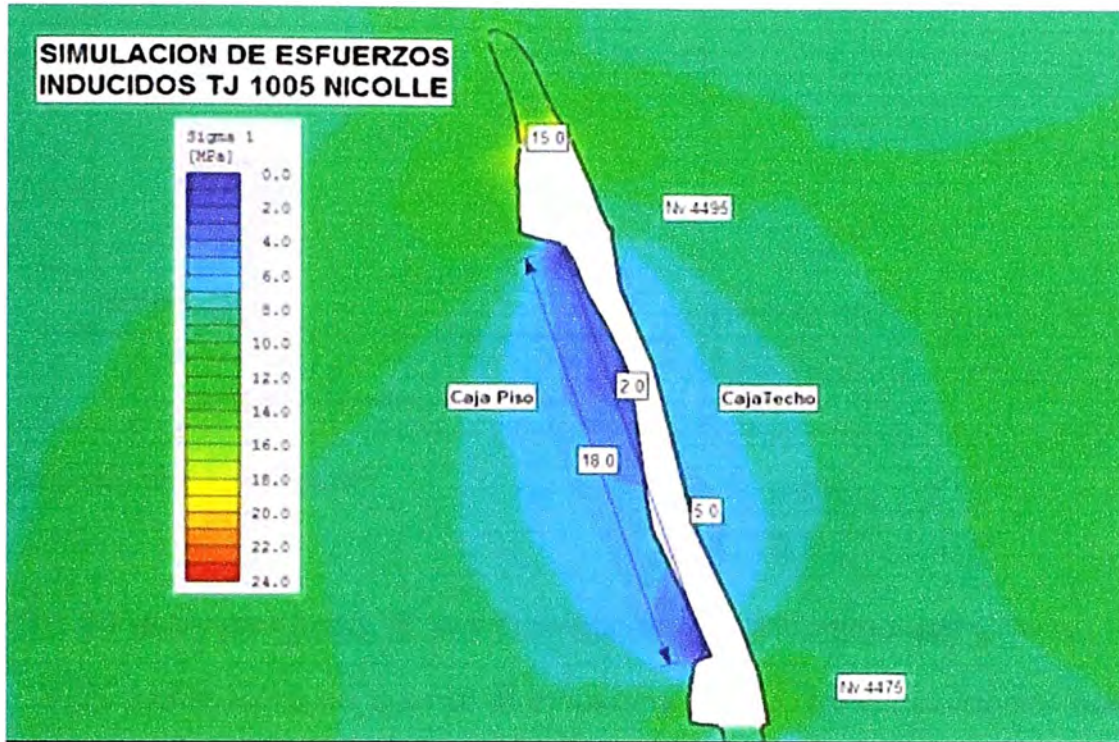


Grafico N° 15: Salida gráfica del Sigma 1, después de la abertura

Realizando cálculos se tiene:

RELACIONES σ_c / σ_l

	Longitud del tajeo (mts)	25	0	0	A
TIPO DE ZONA	Veta	4.33	-	-	0.3625
	Caja techo	25.00	-	-	1
	Caja Piso	61.00			1

Tabla N° 14: Cálculo del factor "A"

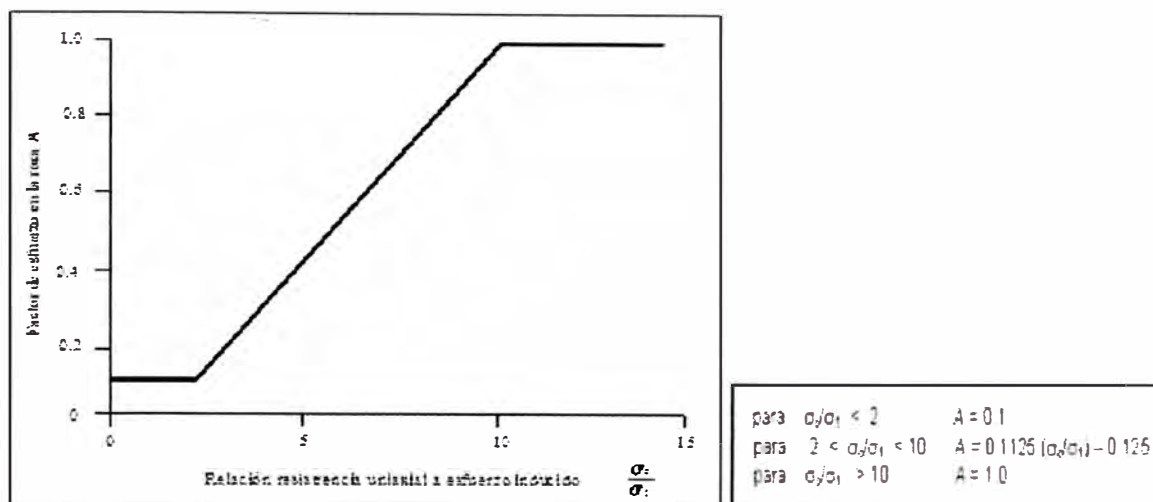


Gráfico N° 16: Cálculo de "A"

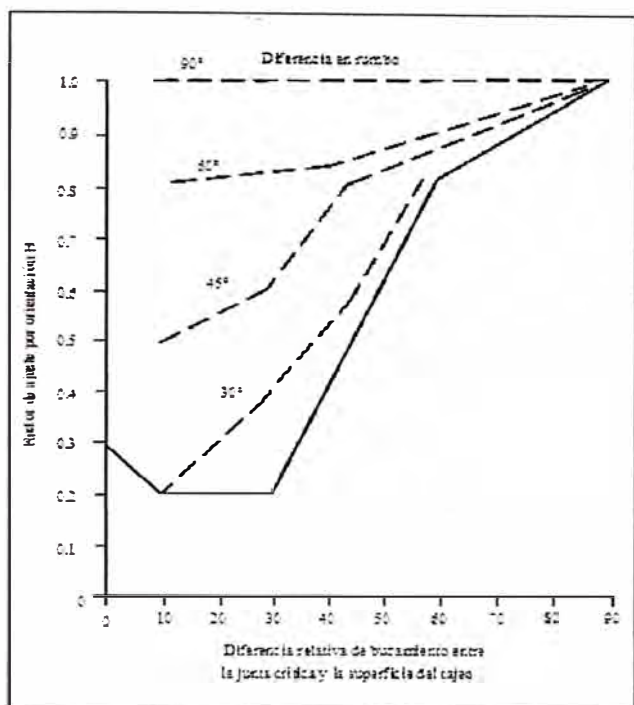
4.3.1.3 Factor de Ajuste "B" por Orientación de Discontinuidad Crítica.

Este factor toma en cuenta la influencia de las discontinuidades estas sobre la estabilidad de las superficies expuestas del tajeo. Cuanto más pequeño sea el ángulo que forma la discontinuidad crítica con respecto a la superficie del tajeo será una condición más desfavorable para la estabilidad del tajeo y viceversa; en resumen la influencia de las discontinuidades críticas sobre la estabilidad de la superficie de los tajeos, será mayor cuando el rumbo de estas sea paralelo a la superficie libre y más pequeña cuando los planos tiendan a ser perpendiculares. Este factor está en función de la diferencia entre la orientación del sistema de discontinuidad crítica (dominante) y la cara expuesta del tajeo.

DISCONTINUIDADES CRITICAS Y VALORES DE B

Longitud del tajeo (mts)	Sistema de Discontinuidad	Diferencia en el rumbo °	Diferencia en el buzamiento	Factor B
Caja Techo	2.00	3.00	68.00	0.20
Veta	3.00	25.00	80.00	0.25
Caja piso	2.00	5.00	74.00	0.20

Tabla N° 15: Calculo del factor "B"



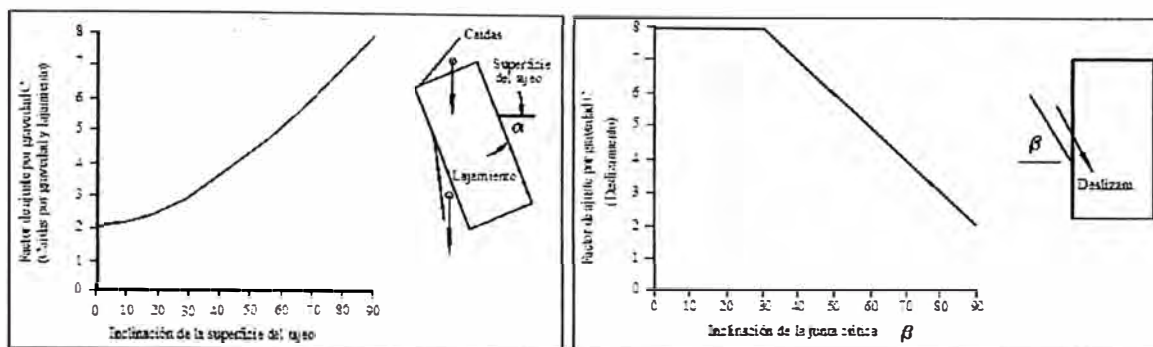
Factor de ajuste B, que toma en cuenta la orientación de las discontinuidades con respecto a la superficie del tajeo (Según Potvin, 1988).

Gráfico N° 17: Cálculo de "B"

4.3.1.4 Factor de Ajuste "C".

Este factor, es un numero que ingresa la componente de riesgo asociado al efecto de la gravedad sobre las cuñas, dovelas que se forma el arreglo estructural de los sistemas de discontinuidades con las superficies expuestas del tajeo (paredes y techo). Para el cálculo de este factor se parte del postulado que las fallas pueden ocurrir desde el techo del tajeo (como desprendimiento de cuñas), desde las paredes del tajeo.

En los gráficos N° 16 y N° 17, se muestran los ábacos desarrollados por Potvin & Milne [8] para el cálculo del factor "C" para caídas por gravedad y deslizamiento respectivamente; a estos ábacos se ingresan con el valor de la inclinación de la discontinuidad crítica que se muestra al lado izquierdo de la figura determinando así el valor del factor "C".



Factor de ajuste por gravedad C,
para caídas por gravedad y
lajamientos. Según Potvin (1988).

Factor de ajuste por gravedad C,
para modos de falla por
deslizamiento. Según Potvin
(1988).

Gráfico N° 18: Cálculo de "C"

Tipo de Caída	Longitud del tajeo (mts)	α (Inclinación de la superficie del tajeo)	β (Inclinación de la junta crítica)	Factor C
Caídas por gravedad o Lajamiento	caja techo del tajeo	68.00	-	5.7524
	Veta	80.00	-	6.9581
Deslizamiento	Caja piso	-	74	3.6000

Tabla N° 16: Calculo del factor "C"

4.3.1.5 Calculo del Número de Estabilidad "N'.

Según el procedimiento de diseño establecido y utilizando los valores obtenidos para cada uno de los factores, se calcula el numero de estabilidad modificado N' para los dominios estructurales, este resumen se muestra en la tabla N° 17.

UBICACIÓN	Q'	A	B	C	N'
CAJA TECHO	9.375	1.000	0.200	5.752	10.786
VETA	3.125	0.363	0.250	6.958	1.971
CAJA PISO	9.375	1.000	0.200	3.600	6.750

Tabla N° 17: Calculo de "N"

4.3.1.6 Cálculo del Radio Hidráulico “S”.

Para estimar este valor, se parte de los datos conocidos y definidos en la etapa de exploración que son la altura del bloque (H) y potencia del tajeo (P). El Radio Hidráulico “S”, viene a ser el factor de forma para la superficie del tajeo, se obtiene como el cociente del área de la sección transversal de la superficie del tajeo entre su perímetro.

$$S = \left(\frac{W \times H}{2 \times (W + H)} \right)$$

Donde:

W: Longitud del tajeo en el rumbo de la estructura.

H: Altura del tajeo (espaciamiento entre los niveles).

Para definir el valor adecuado del radio hidráulico “S” y con este dimensionar la longitud del tajeo en el rumbo de la veta Nicole se emplea un concepto muy importante de la geomecánica que involucra “Seguridad y Economía” es el principio de diseño minero en el límite del autosoporte con el cual se busca maximizar el aprovechamiento de las propiedades resistentes del macizo rocoso ver tabla N° 18.

		RADIO HIDRAULICO (S)	
UBICACIÓN	N°	ZONA ESTABLE	ZONA DE TRANSICION SIN SOSTENIMIENTO
CAJA TECHO	10.786	5.989	8.503
VETA	1.971	3.182	5.291
CAJA PISO	6.750	5.008	7.359

Tabla N° 18: Cálculo de “N” vs “S”

De acuerdo a los cálculos para ingresar a la zona estable para dimensionar el tajo, se tienen los siguientes datos de "S":

TECHO DEL TAJEO (VETA)		S = 3.182	S = 5.291
ANCHO DEL TAJEO (mts)			
POTENCIA DEL CUERPO MINERALIZADO O LONGITUD DEL	ZONA ESTABLE	ZONA DE TRANSICION SIN SOSTENIMIENTO	
25	8.539	18.350	

CAJA TECHO DEL TAJEO		S = 5.989	S = 8.503
LONGITUD DEL TAJEO (mts)			
ALTURA DEL TAJEO(mts)	ZONA ESTABLE	ZONA DE TRANSICION SIN SOSTENIMIENTO	
25	22.999	53.177	

CAJA PISO DEL TAJEO		S = 5.008	S = 7.359
LONGITUD DEL TAJEO (mts)			
ALTURA DEL TAJEO(mts)	ZONA ESTABLE	ZONA DE TRANSICION SIN SOSTENIMIENTO	
25	16.712	35.781	

De acuerdo al análisis del método gráfico de estabilidad para ingresar a la zona estable en la CT es 53m y CP es 36 m (Zona de transición sin sostenimiento), Actualmente en la veta Nicole no se usa ningún tipo de sostenimiento en la zona de taladros largos, es por ello que estamos trabajando con los valores longitudinales de la caja piso dejando pilares de 2m cada 36m de longitud de tajeo, con la finalidad de otorgarle

estabilidad a la labor y minimizar la sobre-dilución originado por la voladura y fracturas paralelas de las rocas encajonantes.

4.3.1.7 Tiempo de Autosoporte.

La caja techo, una vez realizado la excavación, para la abertura efectiva de 20 metros de banqueo, tendrá un tiempo de autosoporte de 9 a 10 días, no se está tomando en cuenta las aberturas del Subnivel de Perforación y la Galería base, ya que estos se encuentran sostenidos.

La caja piso, con un tratamiento similar, contará con un tiempo de autosoporte de 5 a 6 días.

4.4 PLANTEAMIENTO DEL METODO SLV

Este método consiste en arrancar el mineral a partir de subniveles de perforación mediante disparos efectuados en planos verticales, con taladros positivos y negativos paralelos, rellenándolos en forma ascendente con ciclo por alas de minado.

La preparación consiste en ejecutar una rampa central de acceso a los subniveles de perforación, que tienen una separación de 20 metros entre subniveles, conformando la altura de los bancos que se minan en con perforación positiva y negativa y disparos alternados. La limpieza de mineral se realiza con Scooptram a control remoto (con telemando) mediante un echadero central comunicados en todos los niveles.

Este método de explotación tiene impacto favorable en la seguridad, por minimizar la exposición del personal a la excavación del tajo, realizando todo el ciclo bajo techo seguro.

4.4.1 CONDICIONES DE APLICACIÓN DEL MÉTODO

Para seleccionar los nuevos tajos de taladros largos en nuevas vetas, se debe de filtrar los parámetros y condiciones actuales de la Veta propuesta bajo los siguientes criterios ingenieriles:

Geológicos

- Continuidad Estructural.
- Continuidad Mineralógica.

- Potencia de Veta ≥ 1.0 m.
- Buzamiento $> 70^\circ$.
- Alteración de las cajas (zonificación):
 - ✓ Favorable: silicificación, propilitización.
 - ✓ Desfavorable: sericitización, argilización.

Geomecánicos

El análisis geomecánico comprende trabajos de zonificación geomecánica, zonificación estructural y la evaluación de esfuerzos.

Complementariamente, requiere:

- Cajas competentes:
 - ✓ $RMR_{\text{básico}} \geq 55$ (incluye influencia del agua)
 - ✓ $RMR_{\text{corregido x dirección de fracturas}} \geq 43$
- Fracturamiento de cajas favorable para excavaciones:
 - ✓ Mínima formación de cuñas
 - ✓ Espaciamiento ≥ 0.3 m (referido a la familia paralela a la veta)
 - ✓ $RQD \geq 75\%$
 - ✓ Fracturas cerradas o con relleno duro (sulfuros, calcita, cuarzo)
- Esfuerzos en las cajas como resultado de simulación en Phase2: estable.

Económicos

Se necesita un valor de mineral diluido del block a explotar > 75.00 US\$/ton, para cubrir los gastos realizados en el método (inversión y costo operativo incluido planta).

4.4.2 PARAMETROS DE DISEÑO

Se requiere tajos con una longitud minable de 200 metros, divididas en 2 alas de producción de 100 metros, con una altura de tajo entre niveles de 60 metros. Los dos subniveles están distribuidos cada 20 metros, que definen la altura de los bancos a minar, los cuales tendrán una combinación de disparos con taladros positivos y negativos alternados. La malla de perforación por tratarse de vetas angostas debe contar con un diseño tipo (2:1), y en los tramos muy angostos la malla tiene que ser lineal (un taladro por cada fila). Para el relleno, usar el desmonte generado por las preparaciones.

Según estabilidad, dejar pilares de 2 metros cada 36 metros.

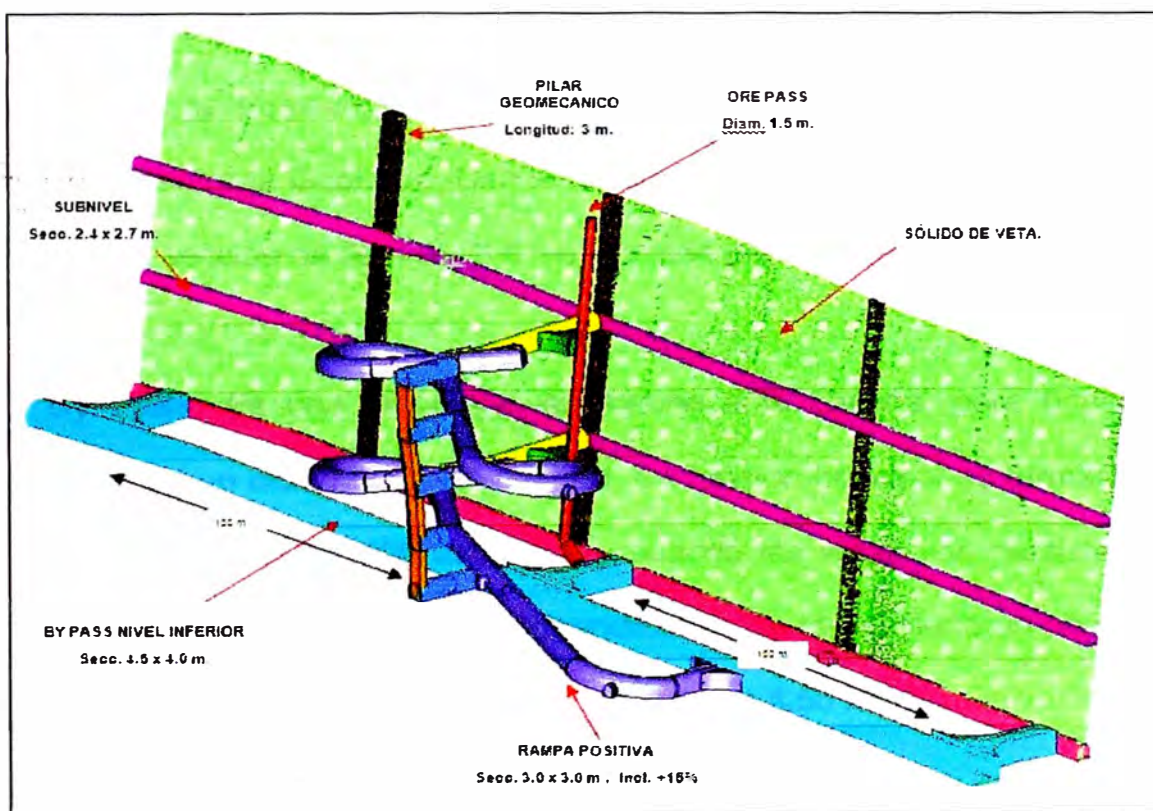


Fig. N° 42: Esquema Isométrico del Método Planteado

4.4.3 PREPARACION DEL TAJO

Tomando en cuenta que para preparar un tajo se inician los trabajos desde la confirmación del recurso mineral con la galería y terminan con la última chimenea ejecutada para un Ore Pass, estas labores se deben de clasificar de acuerdo al presupuesto. En ese esquema tenemos:

4.4.3.1 Labores de Desarrollo

Clasificamos a las labores de Desarrollo como las que nos permiten acceder a confirmar los recursos minerales (Galería), y a los que generan accesos e infraestructura para el sistema de extracción. Son considerados Inversión.

- **Galería:** Labor de desarrollo en veta, que tiene por función identificar y definir los sectores de reservas de todo el bloque de recursos minerales que nos entrega Geología. Define la dirección que deberá seguir el By Pass, su sección es de 3.0 x 3.0 metros, con pendiente de + 1.5 %.

- **By Pass:** Es una labor que acompaña a la Galería, para brindarle servicios y un ciclo rápido de minado. Su función principal es formar una línea base de extracción trackless, y cuando las vetas son persistentes longitudinalmente, facilitan la independización de tajos. Tiene un pilar a la veta a 15 metros, y se ejecuta con una sección 4.50 x 4.0 metros de +1.5 % de pendiente, típica sección para ingreso de volquetes.

- **Ventanas de Carguío:** Coinciden con los extremos y centros de los tajos como accesos a la galería, su dimensión es de 15 metros, de una sección 4.50 x 4.0 metros, de pendiente horizontal y con radios de curvatura de 7 metros que permiten el carguío del desmonte a medida que se va avanzando con el By pass. Son las cámaras de tolvas del tajo.

4.4.3.2 Labores de Preparación

Son las labores necesarias para darle continuidad y soporte al minado del tajo. Forman parte del gasto operativo en la distribución de costos.

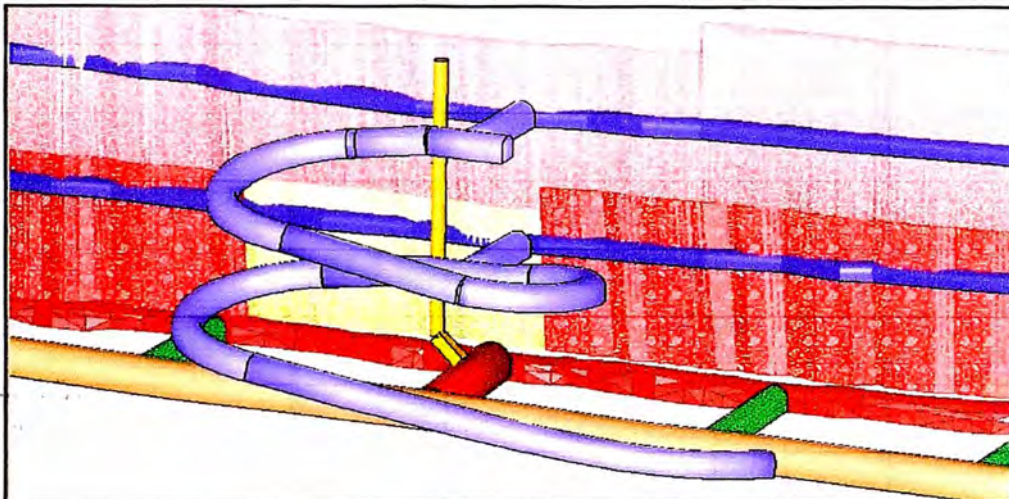


Fig. Nº 43: Esquema de Preparaciones (rampa, subnivel y ore pass)

- **Rampa Operativa:** Labor inclinada en rampa tipo elíptica, que permite el acceso a los subniveles de perforación en la veta. Se ejecuta con una sección de 3.0 x 3.0 metros, con una pendiente de +15% y cuenta con radios de curvaturas de 12 metros en las curvas. Asimismo, en cada vuelta tiene conexión a su chimenea de servicios para asegurar la ventilación y la estandarización de tuberías y cables.

- **Subnivel de Perforación:** Son galerías sobre veta y a desnivel, ejecutadas cada 20 metros, con sección de 2.4 x 2.7 metros.

- **Ore Pass:** Labor vertical en desmonte paralela a 7 metros del tajo, de 1.5 x 1.5 de sección, cuya función es la evacuación del mineral proveniente de los subniveles de preparación y del tajo.

4.4.3.3 Servicios Auxiliares

Para la evacuación del mineral, en la parte inferior de la chimenea ore pass se instala una tolva neumática de descarga directa a los volquetes.

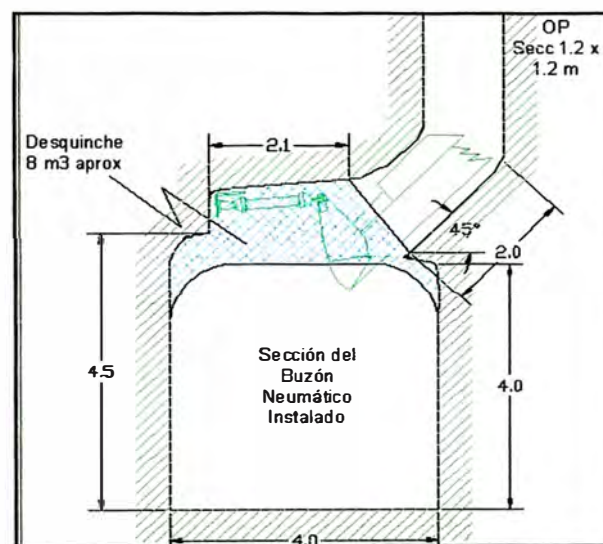


Fig. Nº 44: Esquema de Colocación de tolva en una ventana

Todos los servicios adicionales, se instalan por la chimenea de servicios de doble compartimiento de la rampa operativa de 1.2 x 2.4 metros, que nos permite continuar la ejecución de la misma en altura aun cuando los servicios hacia la primera comunicación a la rampa están instalados. La instalación de cables se realiza mediante tuberías por protección. Las tuberías van aseguradas en cada descanso o plataforma.

4.4.4 SELECCIÓN DE EQUIPOS

Se necesita la elección y compra de equipos con una confiabilidad muy alta, de modo que el aporte continuo pueda mantenerse.

4.4.4.1 Equipo de Perforación

Para la perforación, contamos con un Jumbo Rocket Boomer S1D con brazo telescópico y una compresora portátil adicional para asegurar el barrido de los detritos eficientemente durante la perforación. Este Jumbo de última generación, es autopropulsado y se traslada en labores con secciones de 3.0 x 3.0 metros. La perforación puede barrer los 360° y trabaja con una altura de pluma de 1.7 y en 4.0 metros de alto.

Cuenta con una perforadora COP 1838 que utiliza 1.6 l/s de agua y 8 l/s de aire autogenerado. Necesita una potencia total instalada de 118 Kw, normalmente trabaja con Shank T38, contando con stinger en cada extremo de la barra telescópica para minimizar la desviación de taladros.

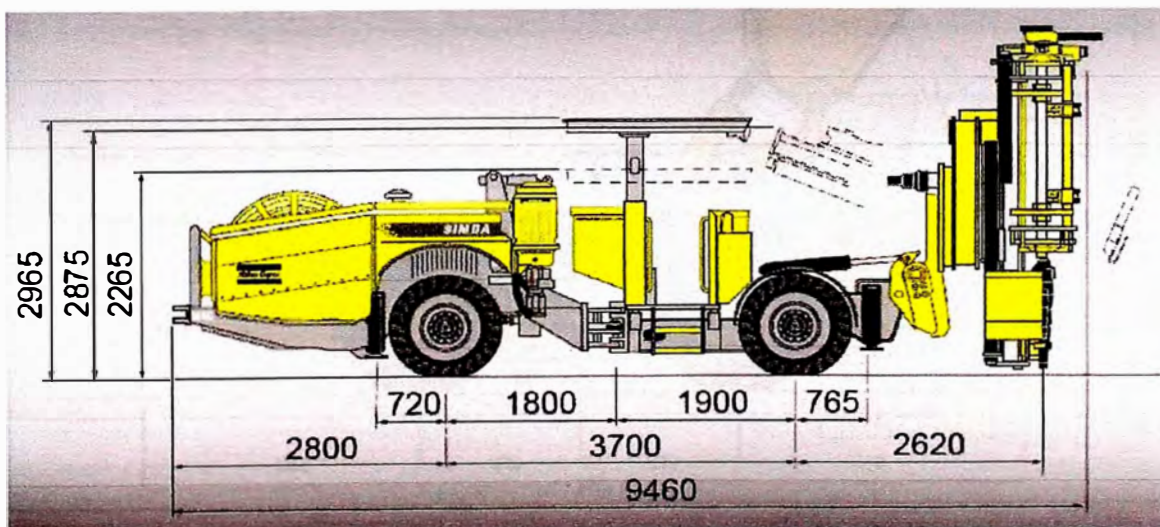


Fig. N° 45: Boomer S1D con brazo telescópico.

4.4.4.2 Equipo de Limpieza y Relleno

Para la limpieza del mineral roto y relleno con detrítico del mismo tajo, se emplean 2 Scoop ST-2G con capacidad de 2.2 Yd³, ambos cuentan con el sistema de control remoto instalados para evitar exponer al personal a las cavidades abiertas.

El ancho del equipo es de 1.6 metros, la altura de 2.1 metros, el radio de giro interno es menor a los 3 metros, y el funcionamiento del control remoto trabaja con 50 metros de distancia, lo cual garantiza una gran maniobrabilidad para ingresar a limpiar las cámaras disparadas.

También, para trabajos con distancias a echaderos de 100 en promedio, se desenvuelve bien, alcanzando resultados en promedio de 30 ton/hr en tramos horizontales visibles y con un adecuado mantenimiento de vías para tránsito de LHD.

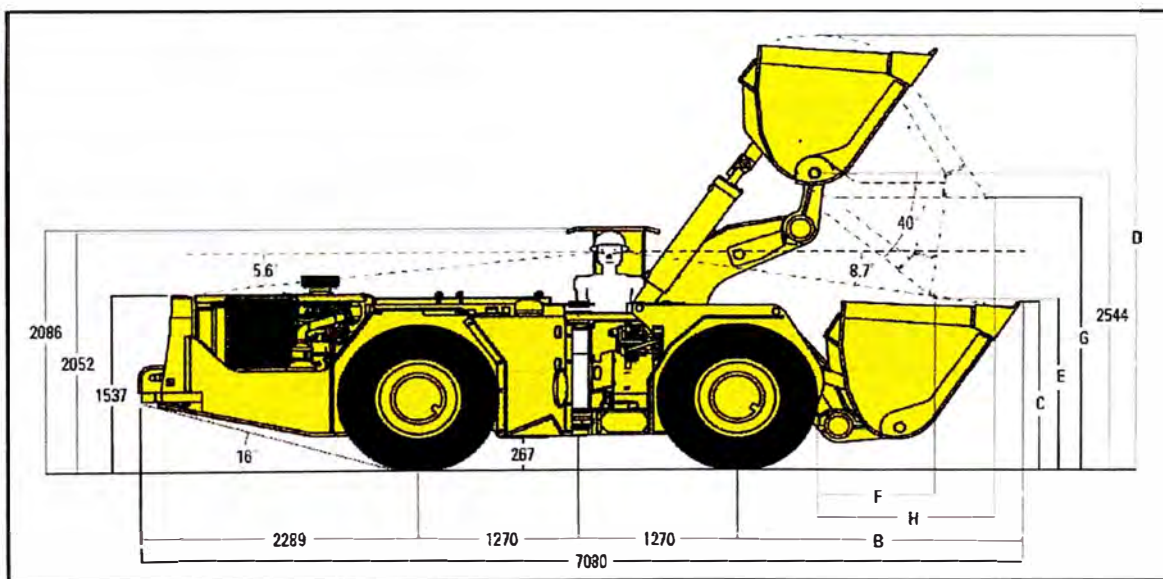


Fig. N° 46: Scooptram Modelo ST-2G de 2.2 Yd³.

4.4.5 OPERACIONES UNITARIAS

4.4.5.1 Perforación

Se emplea para la perforación el Jumbo Electrohidráulico Boomer S1D con brazo telescópico, con barras de 4' y brocas de 64 mm, en taladros positivos y negativos. Es indispensable un buen diseño de malla para evitar desviaciones en el taladro, que tienen 11 metros, con burden y espaciamiento de 1.00 x 1.00 metros distribuidos según el sistema (2:1).

Se cuenta con una perforación específica de 1.4 m/min, realizando en función al tiempo efectivo de perforación 150 metros por días, lo que acumula un metraje final mensual de 4500 m/mes. Para garantizar la operación, la disponibilidad del equipo no debe ser menos del 90%.

Se tiene un mayor tiempo de perforación en los taladros negativos por la presencia de varias fallas que dificulta el barrido de detritus, siendo diferente en los taladros positivos, donde se tiene un mayor avance.

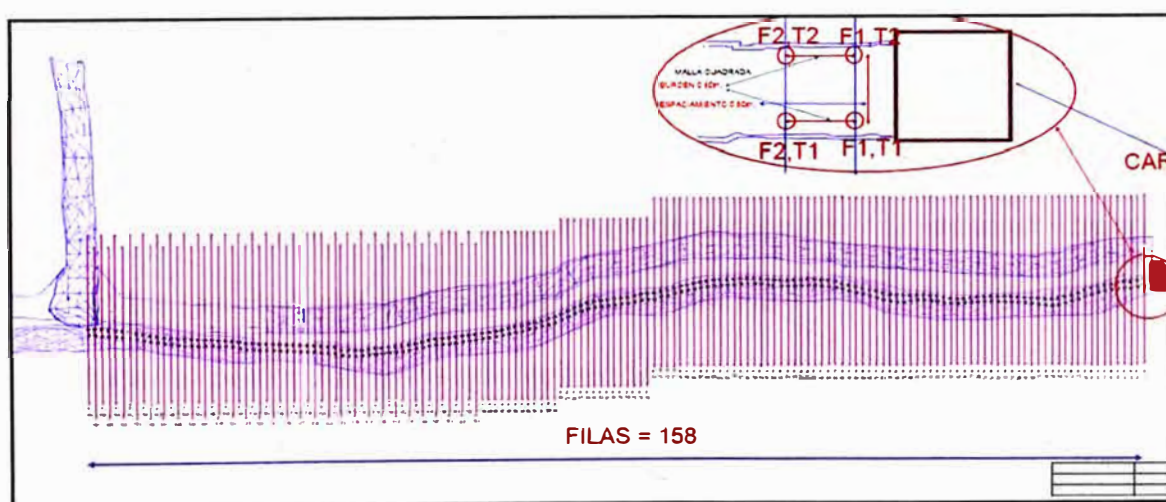


Fig. N° 47: Plano en Planta del Diseño de malla, con las secciones realizadas.

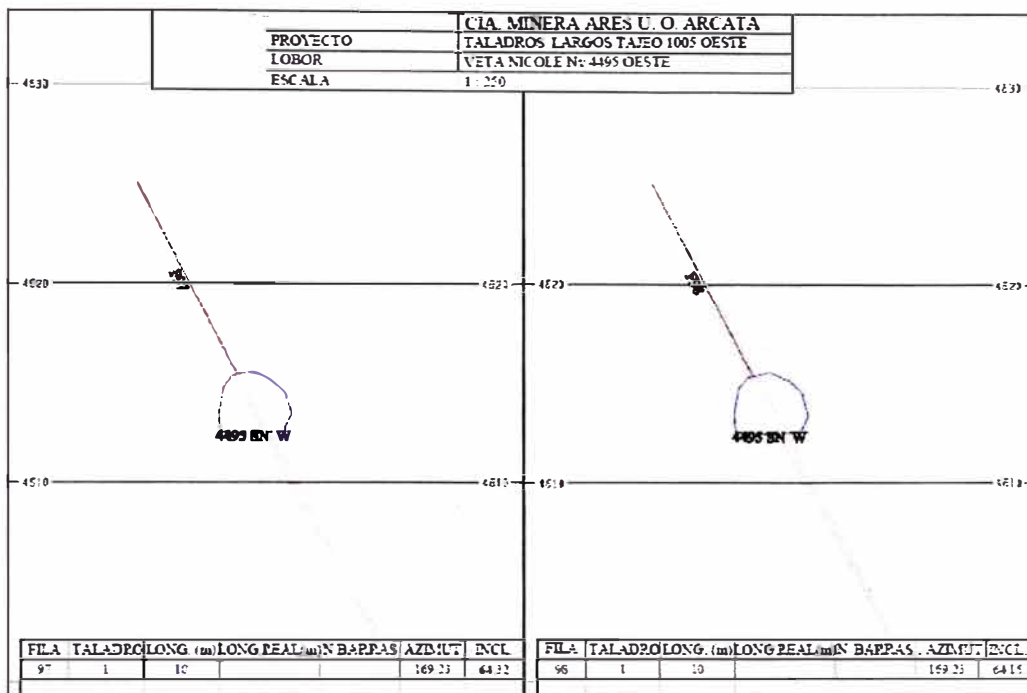


Fig. N° 48: Plano en Sección del Diseño de malla a marcado por Topografía.

Al perforar taladros largos, los factores que causan desviación son:

- 1.- La incorrecta posición del equipo de perforación.
- 2.- Error de inclinación y alineamiento. No pasar de 1cm/mt (1/2°).
- 3.- Puede ocurrir por falla del equipo de perforación o por penetrar geodas, estratos, que cambian la desviación del taladro.

Se puede reducir la desviación de perforación y sus costos realizando:

- 1.- Observar el equipo de perforación, un desgaste del equipo sobre todo en las guías, hace que los taladros se desvíen.
- 2.- Educar al perforista, para que entienda los problemas ocasionados.
- 3.- Montar un nivel, clinómetro o sistema de alineamiento por rayo láser. Ayuda a obtener más precisión y rapidez al instalar el equipo, y también mejora la precisión y eficiencia del operador.

Si la desviación es en sentido contrario al burden puede originar disparo soplado o creación de puente. Si es en sentido lateral puede dañar la caja techo originando sobrerotura, afectando la dilución.



Fig. N° 49: Desviación Absoluta.

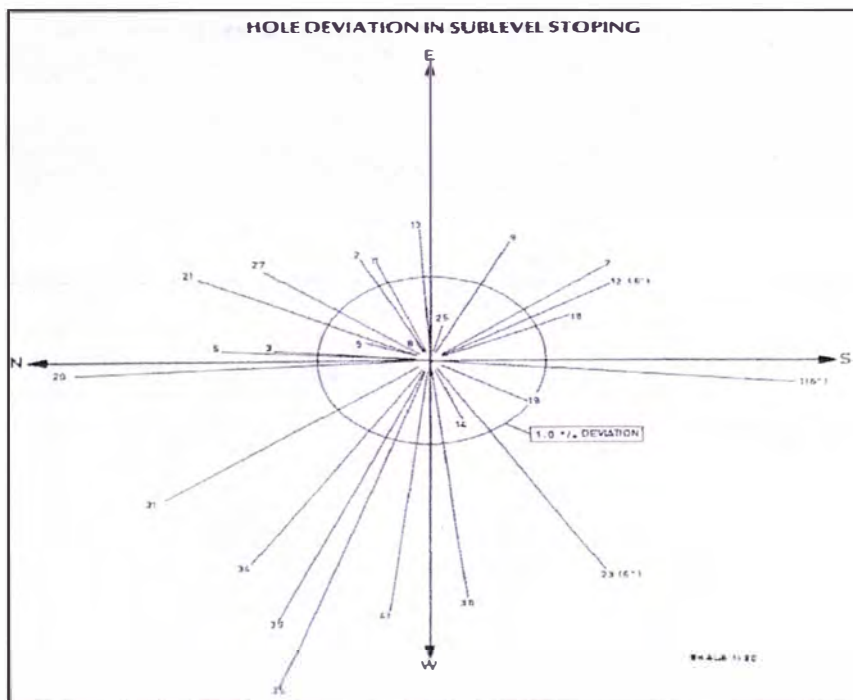


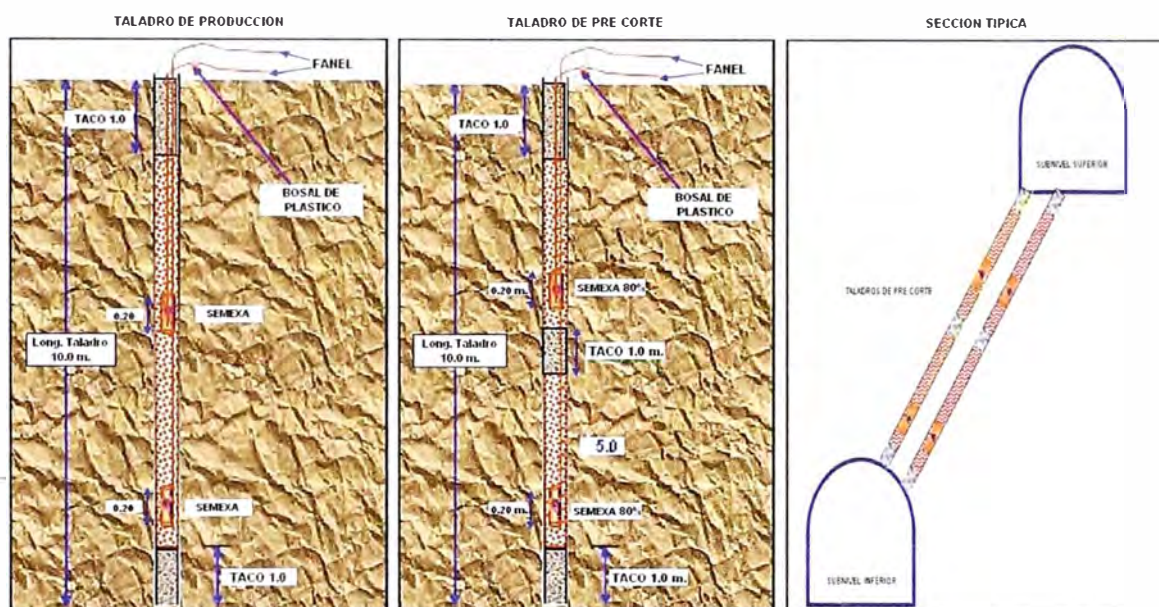
Fig. N° 50: Desviación Relativa.

4.4.5.2 Voladura

Para realizar la voladura, principalmente se utiliza como agente de voladura el Anfo en la presentación comercial EXAMON P, para el cual se utiliza como iniciador cartuchos de Emulsión de 1 ½ x 8”.

Los accesorios usados son los Faneles de 12 metros y Pentacord P como cordón detonante. Usamos un Factor de Potencia de 0.55 Kg/ton.

DISTRIBUCION DE CARGA TALADROS LARGOS



La malla: 0.80 m x 0.80 m.

Sostentamiento: Pernos sistematico con malla

VOLUMEN ROTO	87.36 m ³
VOLUMEN / TAL	9.71 m ³
P.E. MINERAL	2.41 gr/cm ³
TONELAJE / TAL	23.30 Ton/Tal

TALADRO DE PRODUCCION			
Diametro del Explosivo	5.4 cm	Diametro del explosivo Semex 80%	3.2 cm
Area del explosivo	23.24 cm ²	Area taladro	8.04 cm ²
Long. Carga de ANFO (Examon P)	7.60 m	Long. de carga de dinamita Semexa 80%	0.4 m
Densidad de Carga del ANFO	0.8 gr/cm ³	Densidad de carga de dinamita Semexa 80%	0.2 gr/cm ³
Carga ANFO por taladro	14.13 Kg	Carga Dinamita Semexa 80% por Taladro	0.06 Kg
Carga de Produccion / Taladro	14.19 Kg Tal.		

TALADRO DE PRE CORTE			
Diametro del Explosivo	5.4 cm	Diametro del explosivo Semex 80%	3.2 cm
Area del explosivo	23.24 cm ²	Area taladro	8.04 cm ²
Long. Carga de ANFO (Examon P)	6.60 m	Long. de carga de dinamita Semexa 80%	0.4 m
Densidad de Carga del ANFO	0.8 gr/cm ³	Densidad de carga de dinamita Semexa 80%	0.2 gr/cm ³
Carga ANFO por taladro	12.27 Kg	Carga Dinamita Semexa 80% por Taladro	0.06 Kg
Carga de Pre Corte / Taladro	12.33 Kg Tal.		

FACTOR DE POTENCIA	
Promedio Carga / Tal	12.95 Kg Tal.
Mineral roto por taladro	23.39 Ton.Tal
Factor de Potencia	0.55 Kg/Ton

Fig. N° 51: Esquema de Carguío.

4.4.5.3 Limpieza

Por la altura de la abertura generada se usan scoop a control remoto, para ello, el Sistema del control remoto se ha instalado a 2 scoops ST-2G de 2.2 Yd³. La distancia entre el tajo y el Ore Pass tiene un promedio de 100 metros, alcanzando un rendimiento de 30 ton/hr.

La “cultura Trackless”, tanto en los supervisores como en los operadores, debe ser lo suficientemente clara, para que los equipos LHD sean eficientes; de lo contrario por mas que se incremente el número de equipos, no se lograrán los objetivos de producción, dado que probablemente no se tenga criterio de calidad de vía, mantenimiento preventivo, estándares de trabajo seguro, etc.

4.4.5.4 Relleno

El relleno es detrítico a través de los OP con la utilización de ranflas, para aprovechar el relleno proveniente de las preparaciones.



Fig. N° 52: Scoop ST-2G a control Remoto en operación.

CAPITULO V: VALIDACION DEL METODO PROPUESTO

5.1 REQUERIMIENTO DE LA OPERACION

5.1.1 VISION

Producir al 2020 entre 75 y 85 MM Onzas equivalentes con el costo de operación por onza mejores que el promedio de la industria, operando con excelencia operativa, innovación, sin accidentes y con los más altos estándares de responsabilidad social.

5.1.2 MISION

Somos operadores de minas especializados en las operaciones subterráneas que trabajamos con los más altos estándares mundiales de seguridad y excelencia operativa, contribuyendo al bienestar de nuestros trabajadores y vecinos, con el objetivo de maximizar la rentabilidad de nuestros accionistas.

5.1.3 PLAN ESTRATEGICO

Arcata en función a su ubicación estratégica entre las minas de Hochschild en el Sur, a ser un distrito minero y las buenas relaciones con sus vecinos, tiene como pilares de su estrategia:

PILAR ESTRATEG.	OBJETIVOS UMARCATA	INDICADOR
Crecimiento y Rentabilidad	Optimizar la producción, maximizando la creación de valor a partir de los recursos disponibles.	Producción MM Onzas de Ag Eq.
	Alcanzar los objetivos de costos por onza (metas de costo óptimo) y gastos administrativos por unidad minera.	costo por onza de Ag, costo por tonelada
Excelencia Operacional,	Contar con los proyectos a tiempo, al costo previsto y con calidad.	% de Cumplimiento
	Ser una empresa modelo en la relación con las comunidades del entorno de las operaciones del Perú.	# Promedio de días paralizados
Seguridad y RSC	Alcanzar la meta de "cero accidentes" en la Unidad minera	Índice de Frecuencia
Ambiente de trabajo	Alcanzar un ambiente de trabajo de clase mundial sustentado en la cultura y valores de la corporación.	% de mejora del clima laboral

5.2 ANÁLISIS COMPARATIVO

5.2.1 DILUCION Y VALOR DE MINERAL

Por la impacto de la dilución en las vetas angostas, detallamos:

NV 4465 - TAJO 1005 - VETA NICOLE

Longitud de Tajo: 200 mts
 Altura de Tajo: 60 mts

LEYES - MODELO VETA (con dilución cero)					
Nivel	Tonelaje	Gr Au/Tm	Gr Ag/Tm	Potencia (m)	US\$/tm
4465	30,944	1.49	463.79	1.07	261.10

MODIFICADORES DE RESERVA

Valor de Punto		Dilucion por Método		Recuperación Mina	
Ag (\$/Gr)	Au (\$/Gr)	SLV	CR-VM	SLV	CRM - V
0.47	28.94	20%	15%	92%	95%

DILUCION POR ANCHO DE MINADO

Ton. Extracción

	T. LARGOS	CR - VM			
34,163	1.24	386.49	1.28	217.58	31,430
35,586	1.30	403.30	1.23	227.05	33,807

TALADROS LARGOS BOOMER

Dilución SN 124%
 Recuperación 60%

30.0%

APORTE DE SN (2): 400 metros de 2.4x2.7

Resta a Reserva 2,476

SUBNIVELES	5,553	0.66	206.77	2.40	116.41	3,332
------------	-------	------	--------	------	--------	-------

5.2.2 FACTORES DE PRODUCCION

En este ítem, resaltamos la importancia de la mecanización en la perforación y voladura en tajos de taladros largos. El impacto directo es una reducción del 50% de la mano de obra directa comparado con el método de corte y relleno ascendente. Es necesario explicar que el personal operador trabaja en varios tajos para ciclar las operaciones, sin embargo en el corte y relleno el personal perforista en el mes de producción permanece constantemente en su labor, ya que este tipo de tajos al culminar su aporte de mineral tiene que emplear recursos en prepararlo para relleno (descaje y relleno).

	Equipo	Rend.	Unidad	Observación
Perforación	Boomer	1.4	Mts/min	From perf (+) y (-)
Voladura	F. Potencia	1	Ton/Kg	Para Diámetro 2.5"
Limpieza	ST 2.2 Yd3	30	Ton/Hr	100 mts de limpieza
	ST 1.5 Yd3	20	Ton/Hr	100 mts de limpieza
Otras	Humedad	4%		Para Mineral

Personal	DISTRIBUCION DE PERSONAL - TALADROS LARGOS					
	ACTMDAD	Nº MAQ.	GUARDIA A	GUARDIA B	GUARDIA C	TOTAL
Perforación	Boomer		Perforista	Perforista	Perforista	
			Ayud. Perf.	Ayud. Perf.	Ayud. Perf.	6
Servicios/ Voladura	Jackleg 1		Cargador	Cargador	Cargador	
			Disparador	Disparador	Disparador	6
Equipo de limpieza	2.2 Yd3		Op. Scoop	Op. Scoop	Op. Scoop	3
			5	5	5	15

DISTRIBUCION DE PERSONAL - CR-VM					
ACTMDAD	Nº MAQ.	GUARDIA A	GUARDIA B	GUARDIA C	TOTAL
Rotura	Jackleg 1	Perforista	Perforista	Perforista	
		Ayud. Perf.	Ayud. Perf.	Ayud. Perf.	6
	Jackleg 2	Perforista	Perforista	Perforista	
		Ayud. Perf.	Ayud. Perf.	Ayud. Perf.	6
	Jackleg 3	Perforista	Perforista	Perforista	
		Ayud. Perf.	Ayud. Perf.	Ayud. Perf.	6
Preparación/ Descaje	Jackleg 4	Perforista	Perforista	Perforista	
		Ayud. Perf.	Ayud. Perf.	Ayud. Perf.	6
Enmaderador		Enmaderador	Enmaderador	Enmaderador	
		Ayud. Enmaderador	Ayud. Enmaderador	Ayud. Enmaderador	6
Equipo de limpieza	1.5 Yd3	Op. Scoop	Op. Scoop	Op. Scoop	3
		11	11	11	33

Tabla Nº 19: Distribución de recursos por tipo de método de explotación

5.2.3 COSTOS DE MINADO

Presentamos los costos de minado en un formato único para ambos métodos de minado, con la intención de comparar la generación de los costos por actividad.

COSTO DE MINADO - T. LARGOS - BOOMER			
TAJO	31,430		
LONGITUD A PERFORAR	1,000	mts	
ANCHO MINADO	1.3	mts	
ALTURA DE PERFORACION	11.0	mts	
LONGITUD DE BARRA	4	Pies	
DIAMETRO DE BROCA	2.5	Pulg.	
EFICIENCIA DISPARO	95%		
MALLA DE PERFORACION (BxE)	1.00	1.00	
Nº DE TAL/SECCION	1.5	Tal	
PERFORACION	Rend	Unid	Tarifa \$/. Sub Total
Nº DE TALADROS / TAJO	1500	Unid	
METROS PERFORADOS / TAJO	16,500	mts	6.43 106,095
Costo /tonelada			US\$/Tm 3.38
VOLADURA	Rend	Cant.	Tarifa \$/. Sub Total
Gelatina especial 7% 11/2"x8"		1,579	0.30 469
Examon P (Kg/m)	1.30	22,579	0.73 16,528
Fanel de 12 mts		1,579	1.40 2,211
Carmex 7 pies (disparos c/5 filas)	200	421	0.52 217
Pentacord 3P (disparos c/5 filas)	200	2,105	0.15 317
Servicios (tareas)		150	33.54 5,031
Subtotal			24,773
Costo /tonelada			US\$/Tm 0.79
DESQUINCHE	Rend	Cant.	Tarifa \$/. Sub Total
Volumen de Ampliación de SN para pluma (m ³)	770.4	0	11.52 8,873
Costo /tonelada			US\$/Tm 0.28
LIMPIEZA SCOOP 2.2 Yd3	Rend	Cant.	Tarifa \$/. Sub Total
Horas		1,048	40.4 42,325
Costo /tonelada			US\$/Tm 1.35
SOSTENIMIENTO	Rend	Cant.	Tarifa \$/. Sub Total
m ² de malla en los SN	1,080		13.81 14,915
Costo /tonelada			US\$/Tm 0.47
RELLENO DETRITICO	Rend	Cant.	Tarifa \$/. Sub Total
US\$/ton		733	40.4 29,628
Costo /tonelada			US\$/Tm 0.94
TRANSPORTE VOLQUETES FM12 D=5 km	Rend	Cant.	Tarifa \$/. Sub Total
US\$/TMH (Tajo a Planta)			3.34 109,174
Costo /tonelada			US\$/Tm 3.47
COSTO EXPLOTACION			US\$/Tm 10.68

Tabla N° 20: Distribución de costos para la aplicación de Taladros Largos

COSTO DE MINADO - CRVM			
TAJO	33,807		
LONGITUD A PERFORAR	8,000	mts	
ANCHO MINADO	1.2	mts	
ALTURA DE PERFORACION	1.8288	mts	
LONGITUD DE BARRA	6	Pies	
DIAMETRO DE BROCA	2	Pulg.	
EFICIENCIA DISPARO	90%		
MALLA DE PERFORACION (BxE)	0.50	0.60	
Nº DE TAL/SECCION	2.5	Tal	
PERFORACION	Rend	Unid	Tarifa \$/.
Nº DE TALADROS / TAJO	40,000	Unid	
METROS PERFORADOS / TAJO	73,152	mts	2.04
Costo /tonelada			US\$/Tm 4.41
VOLADURA	Rend	Cant.	Tarifa \$/.
Dinamita Semexsa 65, 7/8"x7"	0.60	13,185	2.18
Dinamita Semexsa 80, 7/8"x7"	0.60	2,028	2.52
Gelatina 75, 11/8"x8"	0.60	5,071	2.36
Excel		44,444	1.04
Cordon detonante		11,111	0.14
Guia Impermeable (chispeo)		5,556	0.09
Carmex		2,222	0.47
Servicios (tarefas)		150	33.54
Subtotal			101,409
Costo /tonelada			US\$/Tm 3.00
DESQUINCHE	Rend	Cant.	Tarifa \$/.
Descaje para ancho de equipo (m3) (malla 1:1)	5600	0	11.52
Costo /tonelada			US\$/Tm 1.91
LIMPIEZA SCOOP 1.6 Yd3	Rend	Cant.	Tarifa \$/Hora
Horas		1,690	35
Costo /tonelada			US\$/Tm 1.75
SOSTENIMIENTO	Rend	Cant.	Tarifa \$/m2
m2 de malla (Estandar Hochschild)	14,400		13.81
Costo /tonelada			US\$/Tm 5.88
RELLENO HIDRAULICO	Rend	Cant.	Tarifa \$/.
US\$/ton			1.30
Costo /tonelada			US\$/Tm 1.30
TRANSPORTE VOLQUETES FM12 D=5 km	Rend	Cant.	Tarifa \$/.
US\$/TMH (Tajo a Planta)			3.34
Costo /tonelada			US\$/Tm 3.47
COSTO EXPLOTACION			US\$/Tm 21.72

Tabla Nº 21: Distribución de costos para el método corte y relleno ascendente

TL EN VETAS (Bancos de 20 mts.) - BOOMER				
Labor	Seccion m x m	Long.	P.U (US\$/m)	Total US\$
		(m)		
1. DESARROLLOS				
Galeria	3.0 x 3.0	200	549.52	109,964
B: Pass	4.5 x 4.0	200	849.57	169,914
Ventana 1	4.0 x 4.0	15	804.27	12,064
Ventana 2	4.0 x 4.0	15	804.27	12,064
Total Desarrollos		430		304,067
2. PREPARACIONES				
Rampa Positiva	3.0 x 3.0	257	552.62	145,603
Acceso a SN 1	3.0 x 3.0	15	549.52	8,247
Acceso a SN 2	3.0 x 3.0	15	549.52	8,247
Subnível 1	3.0 x 3.0	200	549.52	109,964
Subnível 2	3.0 x 3.0	200	549.52	109,964
Ore Pass	1.5 x 1.5	40	241.33	9,653
Cx Ore Pass	3.0 x 3.0	10	549.52	5,495
Ch de Ventilación	1.5 x 1.5	40	241.33	9,653
Vn a Ch de Ventilación	2.4 x 2.4	10	418.77	4,188
Total Preparaciones		817		424,018
		1,247		728,085

8.7

Mes 1		Mes 2		Mes 3		Mes 4		Mes 5		Mes 6		Mes 7		Mes 8	
Mts	US\$	Mts	US\$	Mts	US\$	Mts	US\$	Mts	US\$	Mts	US\$	Mts	US\$	Mts	US\$
100	55 262	87	48 078	100	55 262										
		15	8 247												
						15	8 247								
		200	109 964												
						200	109 964								
20	4 827			20	4 827										
		5	2 749			5	2 749								
20	4 827	10	2 413	10	2 413										
5	2 094			5	2 094										
145	67 009	317	171 452	135	64 596	220	120 961	0	0	0	0	0	0	0	0

12.2

20.9

3. PRODUCCION			
	ton	V.I. Dil	US\$
Tajo	31 430	217 58	6 638 609
Avance	3 332	116 41	387 823
Total Ingresos	34 761		7 226 431
Costo Mina (sin Prep)		53 43	1 679 410
Total Egresos			

3 430	746 316	4 000	870 340	4 000	870 340	4 000	870 340	4 000	870 340	4 000	870 340	4 000	870 340	4 000	870 340
		1 666	193 911			1 666	193 911								
3 430	746 316	5 666	1 064 251	4 000	870 340	5 666	1 064 251	4 000	870 340	4 000	870 340	4 000	870 340	4 000	870 340
	183 279		213 736		213 736		213 736		213 736		213 736		213 736		213 736
	250 288		385 183		278 332		334 597		213 735		213 736		213 735		213 735

Tabla No 22

De la distribución mensual de los gastos operativos y de inversión, se realiza la evaluación por la metodología del Valor Presente Neto/ Tasa interna de Retorno.

Se adiciona como ingreso el mineral proveniente de los subniveles de perforación, debido a que es parte de las reservas comparadas.

EVALUACIÓN ECONÓMICA:

Tasa: 12% Anual
Tasa: 0.95% Mensual

Flujo de Caja: (Mensual)

Periodo	0	1	2	3	4	5	6	7	8
Ingresos:		746,316	1,064,251	870,340	1,064,251	870,340	870,340	870,340	870,340
Egresos:		-250,288	-385,188	-278,332	-334,697	-213,736	-213,736	-213,736	-213,736
Inversión:	-304,067								
Flujo:	-304,067	496,028	679,063	592,008	729,554	656,604	656,604	656,604	656,604

VAN @ 0,95%
TIR
Payback (Periodo, meses)

4,601,561
182%
0.48

VP Flujos: 4,905,628 €
Pago(A): 639,707 €

Tabla N° 23: Evaluación Económica para Taladros Largos

CR-VM EN VETAS				
Labor	Seccion m x m	Long.	P.U (US\$/m)	Total US\$
		(m)		
1. DESARROLLOS				
Galeria	3.0 x 3.0	200	549.82	109,964
By Pass	4.5 x 4.0	200	849.87	169,974
Ventana 1	4.0 x 4.0	15	804.27	12,064
Ventana 2	4.0 x 4.0	15	804.27	12,064
Total Desarrollos		430		304,067
2. PREPARACIONES				
Rampa Positiva	3.0 x 3.0	360	552.62	198,944
Basculante 1	3.0 x 3.0	28	549.82	15,395
Basculante 2	3.0 x 3.0	28	549.82	15,395
Basculante 3	3.0 x 3.0	28	549.82	15,395
Basculante 4	3.0 x 3.0	28	549.82	15,395
Basculante 5	3.0 x 3.0	28	549.82	15,395
Basculante 6	3.0 x 3.0	28	549.82	15,395
Ore Pass	1.5 x 1.5	54	241.33	13,032
6 Cx a OP	2.4 x 2.4	30	418.77	12,563
Ch de Servicios en Rp-	1.2 x 2.4	54	439.59	23,738
6 Vn a Ch de Servicios	2.4 x 2.4	30	418.77	12,563
Total Preparaciones		696		353,210
		1,126		657,276

9.0

Mes 1		Mes 2		Mes 3		Mes 4		Mes 5		Mes 6		Mes 7		Mes 8		Mes 9		Mes 10	
f/mts	US\$	f/mts	US\$	f/mts	US\$	f/mts	US\$	f/mts	US\$	f/mts	US\$	f/mts	US\$	f/mts	US\$	f/mts	US\$	f/mts	US\$
70	38 684	60	33 157	60	33 157	60	33 157	60	33 157	50	27 631								
28	15 395																		
		28	15 395																
				28	15 395														
							28	15 395											
									28	15 395									
										28	15 395								
9	2 172	9	2 172	9	2 172	9	2 172	9	2 172	9	2 172								
5	2 094	5	2 094	5	2 094	5	2 094	5	2 094	5	2 094								
9	3 956	9	3 956	9	3 956	9	3 956	9	3 956	9	3 956								
5	2 094	5	2 094	5	2 094	5	2 094	5	2 094	5	2 094								
126	64 394	116	58 868	116	58 868	116	58 868	116	58 868	106	53 342	0	0	0	0	0	0	0	0

10.45

19.4

3. PRODUCCION				
Tajo		33 807	227 05	7 675 660
Avance		0	0 00	0
Total Ingresos		33.807		7.675.660
Costo (Mina (sin Prep))			64 72	2 187 925
Total Egresos				

3.400	771 953	3.400	771 953	3.400	771 953	3.400	771 953	3.400	771 953	3.400	771 953	3.400	771 953	3.400	771 953	3.400	771 953	3.207	728 134
3.400	771 953	3.400	771 953	3.400	771 953	3.400	771 953	3.400	771 953	3.400	771 953	3.400	771 953	3.400	771 953	3.400	771 953	3.207	728 134
	220 043		220 043		220 043		220 043		220 043		220 043		220 043		220 043		220 043		207 552
	284 438		278 911		278 911		278 911		276 911		273 385		220 043		220 043		220 043		207 552

Tabla N° 24

De la distribución de los gastos y mineral explotado, clasificados con ingresos y egresos, se tiene:

EVALUACIÓN ECONÓMICA:

Tasa: 12% Anual
Tasa: 0.95% Mensual

Flujo de Caja: (Mensual)

Periodo	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Ingresos:		771,953	771,953	771,953	771,953	771,953	771,953	771,953	771,953	771,953	728,134
Egresos:		-284,438	-278,911	-278,911	-278,911	-278,911	-273,385	-220,043	-220,043	-220,043	-207,552
Inversión:	-304,067										
Flujo:	-304,067	487,516	493,042	493,042	493,042	493,042	498,568	551,910	551,910	551,910	520,581

VAN @ 0,95%

4,566,780

VP Flujos: 4,870,847 €

TIR

161%

Pago(A): 512,896 €

Payback (Periodo, meses)

0.59

Tabla N° 25: Evaluación Económica para corte y relleno ascendente

5.2.5 PRODUCTIVIDAD

Es la relación entre la Producción e Insumo (output - input), o también:
 $\text{Productividad} = \text{Cantidad producida} / \text{Cantidad de recursos empleados en la producción.}$

Revisaremos el análisis comparativo del comportamiento de la extracción de mineral por tarea (ton/hg). De los resultados es notorio en la combinación de la producción mensual un gran aporte de productividad para el método de Taladros Largos, que significa el 7% de la producción, principalmente porque se reduce la mano de obra.

	T. L - Boomer	CRVM
Dilución en el banqueo	20%	15%
Dilución Total del Tajo (+SN)	30.0%	15%
Recuperación por método	92%	95%
Tonelaje Total del Tajo	31,430	33,807
Nº meses producción	8	10
Prod. Mensual	4,000	3,400
Nº personas / mes	15	33
Nº horas hombre / mes	375	825
Productividad (Ton /hg)	10.7	4.1

Tabla Nº 26: Indicadores de Productividad

5.2.6 SEGURIDAD

La seguridad siempre tiene como meta “cero accidentes”, sin embargo aun cuando se maneje un gran sistema integrado de seguridad, salud ocupacional y Medio Ambiente, la Seguridad por ser un estado mental, una cultura, siempre dependerá de la cantidad de trabajadores, ya que cada uno de ellos tiene una actitud propia y distinta.

En ese contexto, se realiza un ejercicio con proyecciones de producción. Asumimos para mostrar el beneficio del método que la mina se trabaja al 100% por cada uno de los métodos, y lo primero que resalta es la menor cantidad de personal para producir lo mismo.

Proyección al 100% Tajos x Método

	T. L - Boomer	CRVM
Programa 2009 / mes	55,500	55,500
Nº de Tajos / mes	14	16
Productividad Tajo(Ton/hg)	10.67	4.12
Nº tareas / mes	5,203	13,467
HHT/ año	749,250	1,939,235
Nº Personal Tajos / mes	208	539

Asimismo, si se revisa los índices de gestión de Seguridad bajo la misma metodología anterior, se tiene que por menor exposición, los índices también mejoran significativamente.

Gestión de Seguridad: Para 1,000,000 HHT (IF=Nº Acc)

	T. L - Boomer	CRVM
Indice de Frecuencia	1.6	4.3
Indice de Severidad	495	1280
Indice de Accidentabilidad	0.8	5.5

Con lo que se demuestra que el objetivo principal de Seguridad y Productividad, están íntimamente enlazadas, y cualquier acción en función a optimizar la mano de obra en el ciclo de minado, repercutirá favorablemente en los índices de gestión.

5.3 PLANEAMIENTO DE MINADO

Taladros Largos en Arcata se inicia como tajeo piloto en la Veta Ramal Marión, con bancos de 10 metros, con un diseño adecuado del método de corte y relleno ascendente. Las complicaciones iniciales fueron el tiempo de exposición por la demora del relleno al tener un solo acceso central.

Sin embargo, ante la búsqueda de mejores escenarios de aplicación y dada las características favorables de la nueva Veta Nicole, se fue aplicando la optimización de las preparaciones progresivamente, ejecutando los bancos a 13 metros, 15 metros, hasta llegar a una altura de banqueo óptimo de 20 metros entre subniveles, cuyo método de minado explico en este trabajo. Se fueron mejorando los procedimientos y la curva de aprendizaje del método en la unidad tuvo tiempos menores de respuesta por el compromiso adquirido ante los resultados visuales.

Actualmente, el aporte de Taladros largos 4,000 toneladas mensuales, significa el 7% de la producción, sin embargo, hay nuevas áreas reconocidas, donde filtrados por las condiciones de aplicación, resultan viables, como lo son las Vetas Soledad Norte y Nicole Norte en la Zona II. Por lo expuesto, en Arcata hay la oportunidad de llevar el método a un 10 – 15% de aporte en el corto plazo, de tal modo se optimizará los recursos actuales de perforación y limpieza.

5.4 RESUMEN COMPARATIVO

Según los resultados, el Método de Taladros largos es el mejor camino para optimizar los recursos de la mina, donde se pueda aplicar.

ACTIVIDAD	COSTOS US\$ - TAJO 1005	
	T. LARGOS	CORTE Y RELL.
	TL	MECANIZADO
Perforación	3.38	4.41
Voladura	0.79	3.00
Limpieza	1.35	1.75
Sostenimiento	0.47	5.88
Descaje	0.28	1.91
Relleno	0.94	1.30
Transporte	3.47	3.47
Canchas	0.42	0.42
Gastos Gen. Mina	1.94	1.94
Total Explotación	13.04	24.08
Costo Metros Preparaciones	12.20	10.45
MINA	25.24	34.53
INVERSION (mts Proyectos)	8.75	8.99
PLANTA	6.21	6.21
GEOLOGIA	1.09	1.09
REGALIAS	4.38	4.38
SERVICIOS GENERALES	11.68	11.68
ADMINISTRATIVOS	8.29	8.29
COSTO UNIDAD	65.63	75.17
XXXXXX - PROM SET-NOV		
Costo Operativo (sin prep.)	53.43	64.72

Tabla N° 27: Comparativo de costos unitarios

En los costos operativos, y en el análisis económico determinado por el grado de inversión, los resultados reflejan que la prioridad en la Mina, es el fortalecimiento del método.

Item	T. L - Boomer		CRVM	
	Mts	US\$	Mts	US\$
Desarrollo - Inversión	430	304,067	430	304,067
Preparación - Costo Operativo	817	424,018	696	353,210
Total	1,247	728,085	1,126	657,276
Ratios (ton/m) y (US\$/ton)	25.2	23.17	30.0	19.44
VAN @ 12%	4,601,561		4,566,780	
TIR	182%		161%	
Payback	0.48		0.59	

Tabla N° 28: Comparativo de Resultados Evaluación Económica

CONCLUSIONES

Para aplicar Taladros Largos en vetas angostas, se tiene que buscar la veta que cumpla con las “condiciones de aplicación” como un estándar. No se puede iniciar una preparación de un tajo, si este no se filtra con las condiciones ingenieriles básicas del método.

El único soporte técnico de la aplicación de los Taladros Largos en vetas angostas, es el Estudio Geomecánico del “análisis por el método grafico de estabilidad” con la finalidad de obtener el dimensionamiento del tajo como información básica para plantear el diseño del tajo.

Cuando se implementa un nuevo método de minado, se debe prever el tiempo necesario para internalizar los conceptos y manejar los procedimientos de cada actividad. La “curva de aprendizaje” de los taladros Largos en Arcata duro un año, y ha sido determinante para obtener una producción.

Cuando se comparan métodos de minado, deben realizarse sobre las mismas áreas geométricas, pero manteniendo los factores operativos y modificadores de cada método, de tal forma de que las comparaciones sean reales y se retroalimenten permanentemente de los resultados.

En la mina se percibe una sensación de seguridad cuando se trabaja con el método de minado Taladros Largos, ya que las actividades se realizan bajo techo seguro. Se evita la exposición al riesgo.

La reducción del 50% de la mano de obra en tajos de Taladros largos en comparación con el corte y relleno, es un logro que dinamiza el ciclo operativo por no agotar los recursos, infraestructura y servicios diversos, obteniendo un gran ahorro en los costos fijos de la unidad, que en un campamento es muy elevado. Se mejora la productividad (ton/hg).

El minado en vetas con taladros largos requiere precisión en la perforación. Los mayores obstáculos que tenemos en la implementación de este sistema son: Desviación de taladros, conservación del taladro y el factor de potencia. Todas como una oportunidad de mejora continúa.

Dado el nuevo Estándar de sostenimiento corporativo del Grupo Hochschild para sostener todo los tajos con perno y malla en cada corte lo que significa un gran consumo de recursos y pérdida de productividad, se optimiza en Taladros largos, ya que solo se sostienen los subniveles.

Los métodos de Minado masivo en vetas tienen diferente enfoque a los desarrollados en Cuerpos, ya que no se trata de extraer volumen, sino por restricciones de la forma y geometría del yacimiento, la dilución, y el valor de mineral buscamos reforzar la Seguridad y la Productividad.

Es necesario tener una visión y perspectiva en el mejoramiento y la optimización, desde un punto de vista global. La actividad minera es un negocio y como tal necesita procesos y sistemas que conecten la estrategia de largo plazo con sus actividades diarias.

Ante los resultados de la evaluación económica por el valor actual neto y por la tasa interna de retorno, Taladros Largos tiene gran ventaja.

Lo que no se mide, no se puede controlar, optimizar ni corregir. En este contexto, toda actividad debe quedar registrada, para sobre los reportes gestionar las oportunidades de mejora identificada. Se necesitan Planos de perforación, Planos con el levantamiento de taladros, Hojas de carga, reporte de perforación del jumbo y reporte de limpieza del Scoop.

La implementación de taladros largos en vetas angostas con estándares de seguridad, se ha logrado. La capacitación de todo el personal involucrado fue permanente en la operación: Planeamiento, Topógrafos, Supervisores-Mina, Perforistas y Disparadores, con el propósito de lograr un trabajo de calidad en todas sus etapas.

RECOMENDACIONES

Se debe tener un alto grado de certeza en las reservas que se van a minar, con una mínima variabilidad de sus leyes, de tal manera que no se vea comprometida la producción ni las leyes programadas. La malla de perforación diamantina que se recomiendan para tener una mayor certeza en el cálculo de reservas es de 80 x 80 metros para reservas indicadas y 80 x 40 metros para reservas medidas o en los bordes del tajo.

La Preparación de tajos debe estar adelantada al inicio de un tajo nuevo, para poder ciclar las alas de perforación, de voladura, de limpieza y de relleno, de modo de tener una producción sostenible.

La perforación de los Taladros Largos en Veta es muy especial, ya que si se produce desviaciones por alguna falla, cavidad, o por deficiente alineamiento del brazo del Jumbo, el impacto generado en dilución será fuerte. Perforar estrictamente según diseño entregado alineado con

clinómetros y, eliminar los taladros fuertemente desviados para evitar picar caja y aumentar la dilución.

Los taladros perforados deben de conservarse en el tiempo, para ello deben usar tubos pvc para cubrirlos, evitar re perforar en la guardia y problemas de carguío.

En vetas es indispensable y muy importante el mapeo geológico. Cada sección debe ser revisada por el geólogo para colocar las ramificaciones y los angostamientos o ensanchamientos, ya que el comportamiento de la veta es tipo Rosario en la vertical y en la horizontal.

Definir la geometría de la veta con dos labores; una superior y una inferior, siendo más ventajoso el contar con una estructura mineralizada homogénea. Estas labores deben ser mapeados por Geomecánica, de tal forma se podrá determinar las zonas adecuadas que se podrían considerar previamente en el diseño del tajo como pilares para conservar la estabilidad del macizo rocoso.

En la elección de los Jumbos y Scoops, se deberá tener en cuenta el soporte técnico en el mercado, stock de repuestos críticos, y la fácil operación.

BIBLIOGRAFIA

- Mining Engineering Handbook, 2nd Edition.
Howard L. Hartman
- Excavaciones Subterráneas en Roca, Edición 1989.
E. Hoek - E. T. Brown
- Ingeniería Geológica, Pearson Educación, Madrid 2002.
Luis I. Gonzales de Vallejo.
- Diseño de voladuras
Dr. Calvin. J. Kenya – Ing Enrique Albarran N.
- Metodología de costos de operación en minería, Edición 1992.
Universidad Nacional de Ingeniería.
- Manuales del Jumbo S1D y del Scoop ST-2G, Edición 2009.
Atlas Copco
- Manual Práctico de Voladura, Edición 2009.
Exsa

ANEXO I

PRECIOS UNITARIOS

DESQUINCHE CON JACKLEG Y LIMPIEZA

Equipo (scoop)	2.20	Yd3	Espaciamiento (metros)	0.81
RendimientoEquipo (scoop)mineral	30.00	TM/Hr	Burden (metros)	0.80
RendimientoEquipo (scoop)desmonte	30.00	TM/Hr	Peso especifico mineral Tm/m3	2.35
RendimientoEquipo (scoop)	0.03	Hr/Tm	Taladros perforados	35.00
Longitud de perforación (pies)	6.00	Pies	Tm producidas/taladro	2.22
Longitud de perforación (metros)	1.83	Metros	Factor de carga (Kg/Tm)	0.15
Eficiencia	0.80	%	Desq. - 2	
Tm producidas/guardia	77.69	TM/Gdia	Dinamita Semexsa 65% 7/8" x 7'	11.36
M3 producidas	33.06		Carmex	35.00
Alquiler	2.87	US\$/TM	Guia rápida	17.50
Mantenimiento	2.21	-		
Horas equipo	5.18			

DESCRIPCION	UNIDAD	CANT.	COST/UNIT.	VIDA/UTIL	COST/DISP.	COST(\$/m3)
MANO DE OBRA						
PERFORISTA	Tarea	1.00	40.00		40.00	
AYUDANTE PERFORISTA	Tarea	1.00	35.00		35.00	
OPERADOR DE SCOOP	Tarea	0.75	45.00		33.75	3.29
EXPLOSIVOS						
Dinamita Semexsa 65% 7/8" x 7"	Kilos	11.36	2.08		23.67	
Carmex	Pieza	35.00	0.50		17.33	
Guia rápida	Metros	17.50	0.37		6.41	1.43
ACEROS DE PERFORACION						
Barra conica de 8', 6'	Pies	210.00	74.30	1,500.00	10.40	
Broca descartable de 41 mm	Pies	210.00	17.40	200.00	18.27	0.87
HERRAMIENTAS Y OTROS						
Combo de 6 libras c/mango	Pieza	1.00	8.65	75.00	0.12	
Mochila	Pieza	2.00	10.60	150.00	0.14	
Pico sin mango 7300/50 - 5 lbs	Pieza	1.00	5.30	60.00	0.09	
Lampa minera 0060-AY	Pieza	1.00	6.28	30.00	0.21	
Llave stillson 14	Pieza	2.00	36.78	200.00	0.37	
Arnes de Seguridad	Pieza	1.00	104.45	150.00	0.70	
Linea de Vida	Pieza	1.00	28.96	150.00	0.19	0.05
IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD						
Guantes Sekur de 14" Jebe Neoprene	Par	2.75	6.78	25.00	0.75	
Respiradres 7500-3M PREMIUM	Pieza	2.75	21.00	150.00	0.39	
Filtro 2097 3M(PQTX 2 pzas)	Pieza	2.75	8.16	20.00	1.12	
Lentes policarbonato UVEX	Pieza	2.75	7.58	80.00	0.26	
Tapon de oidos 3M 1270	Pieza	2.75	0.81	60.00	0.04	
Casco Sombrero V-GARD MSA	Pieza	2.75	14.95	600.00	0.07	
Tafilete	Pieza	2.75	2.35	150.00	0.04	
Barbiquejo	Pieza	2.75	4.90	150.00	0.09	
Botas SEKUR de 36 CM	Pieza	2.75	13.52	100.00	0.37	
Pantalon de jebe SEKUR Nro 38	Pieza	2.00	11.66	50.00	0.47	
Saco enjebado SEKUR Nro 38	Pieza	2.00	11.66	50.00	0.47	
Mameluco DENIM	Pieza	2.75	16.00	150.00	0.29	
Correa portalamparas SEKUR	Pieza	2.75	4.50	300.00	0.04	
Lámpara Electrica CEAG	Pieza	2.75	448.00	900.00	1.37	0.17
EQUIPO DE PERFORACION						
Perforadora	Pies	210.00	7,096.00	80,000.00	18.63	
Aceite perforadora almo 529	Galones	0.35	4.09	600.00	1.43	
Manguera de 1" aire	Metros	30.00	2.50	300.00	0.25	
Manguera de 1/2" agua	Metros	30.00	1.30	300.00	0.13	0.62
EQUIPO DE PERFORACION						
Equipo (scoop)2.2Yd3Alquiler	Horas	5.18	18.35		95.04	2.87
Equipo (scoop)2.2Yd3Mantenimiento	Horas	5.18	14.07		72.90	2.21
SUB - TOTAL COSTOS DIRECTOS						11.52

COSTO DE PERFORACIÓN CON JACKLEG

Longitud de perforación (pies)	6.00 Pies	Taladros perforados	35.00
Longitud de perforación (metros)	1.83 Metros	Metros Totales	64.01

Desq. - 1

DESCRIPCION	UNIDAD	CANT.	COST/UNIT.	VIDA/UTIL	COST/6DIA.	COST(\$/m)
MANO DE OBRA						
PERFORISTA	Tarea	1.00	40.00		40.00	
AYUDANTE PERFORISTA	Tarea	1.00	35.00		35.00	1.17
ACEROS DE PERFORACION						
Barra conica de 8' , 6'	Pies	210.00	74.30	1,500.00	10.40	
Broca descartable de 41 mm	Pies	210.00	17.40	200.00	18.27	0.45
HERRAMIENTAS Y OTROS						
Piedra esmeril 21/2x3 1/2x6" Copa	Pieza	1.00	28.90	1,640.00	0.02	
Combo de 6 libras c/mango	Pieza	1.00	8.65	75.00	0.12	
Mochila	Pieza	2.00	10.60	150.00	0.14	
Pico sin mango 7300/50 - 5 lbs	Pieza	1.00	5.30	60.00	0.09	
Lampa minera 0060-AY	Pieza	1.00	6.28	30.00	0.21	
Llave stillson 14	Pieza	2.00	36.78	200.00	0.37	
Arnes de Seguridad	Pieza	1.00	104.45	150.00	0.70	
Linea de Vida	Pieza	1.00	28.96	150.00	0.19	0.03
IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD						
Guantes Sekur de 14" Jebe Neoprene	Par	2.00	6.78	25.00	0.54	
Respiradres 7500-3M PREMIUM	Pieza	2.00	21.00	150.00	0.28	
Filtro 2097 3M(PQTX 2 pzas)	Pieza	2.00	8.16	20.00	0.82	
Lentes policarbonato UVEX	Pieza	2.00	7.58	80.00	0.19	
Tapon de oidos 3M 1270	Pieza	2.00	0.81	60.00	0.03	
Casco Sombrero V-GARD MSA	Pieza	2.00	14.95	600.00	0.05	
Tafilete	Pieza	2.00	2.35	150.00	0.03	
Barbiquejo	Pieza	2.00	4.90	150.00	0.07	
Botas SEKUR de 36 CM	Pieza	2.00	13.52	100.00	0.27	
Pantalon de jebe SEKUR Nro 38	Pieza	2.00	11.66	50.00	0.47	
Saco enjebado SEKUR Nro 38	Pieza	2.00	11.66	50.00	0.47	
Mameluco DENIM	Pieza	2.00	16.00	150.00	0.21	
Correa portalamparas SEKUR	Pieza	2.00	4.50	300.00	0.03	
Lámpara Electrica CEAG	Pieza	2.00	448.00	900.00	1.00	0.07
EQUIPO DE PERFORACION						
Perforadora	Pies	210.00	7,096.00	80,000.00	18.63	
Aceite perforadora almo 529	Galones	0.35	4.09	600.00	1.43	
Manguera de 1" aire	Metros	30.00	2.50	300.00	0.25	
Manguera de 1/2" agua	Metros	30.00	1.30	300.00	0.13	0.32
SUB - TOTAL COSTOS DIRECTOS					130.38	2.04

ANALISIS P.U. PERFORACION DE TALADROS LARGOS CON BOOMER

SECCIÓN :

Ancho= 1 m MALLA: E = 1 m
 Largo= 10 m B = 1 m
 Altura= 20 m

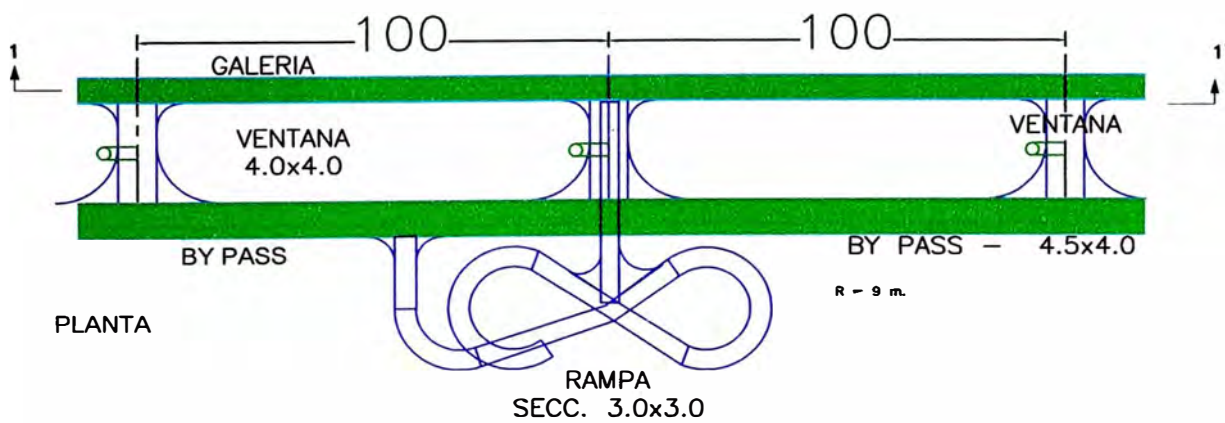
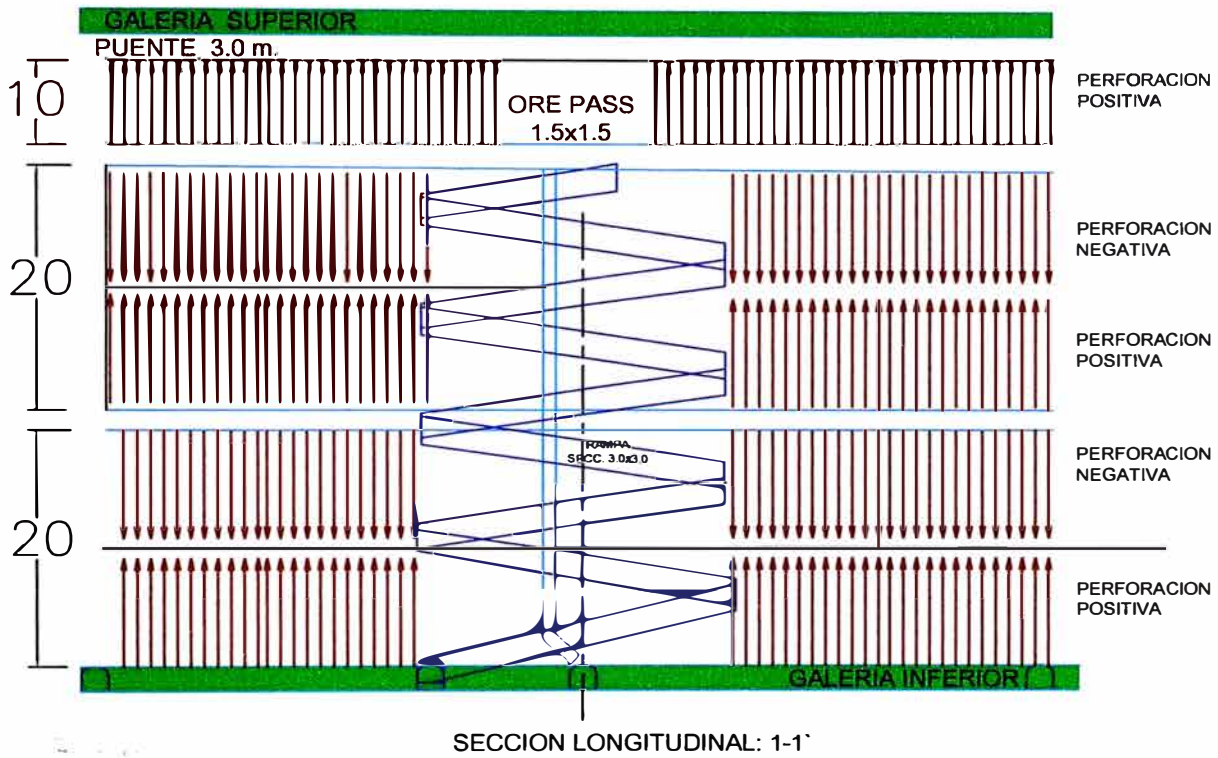
ITEM	DESCRIPCIÓN	UNID.	V/UTIL	CANT.	P.U. \$	PARCIAL	SUB TOTAL
1.00	EQUIPOS:						
	Boomer S1D (con brazo telescópico)	m	150.000	1	400.000	2.67	
	Reparaciones 30%	%	150.000	1	120.000	0.80	
							3.47
2.00	MATERIALES, HERRAMIENTAS:						
	Barra de perforación 4 Pies WF R32xR3xR32.	Unid.	4.500	8	147.15	0.26	
	Shank Adapter S36 x R32.	Unid.	2.500	2	132.20	0.11	
	Broca Botones Retractiv R32 x 51mm.	Unid.	600	8	82.54	1.10	
	Rimador R32x102mm	Jgo.	4.500	1	220.76	0.05	
	Grasa de Perforación.	Kg.	4.500	25	86.00	0.48	
	Copas de afilado	Unid.	1.125	3	80.00	0.21	
	Lampara minera / cargador.	Unid.	4.500	5	299.00	0.33	
	Caja de dados.	Jgo.	10.000	1	100.0	0.01	
	Caja de llaves	Jgo.	10.000	1	100.0	0.01	
	Herramientas de mano.	Jgo.	10.000	1	50.00	0.01	
	Grasera en balde.	Unid.	10.000	1	90.00	0.01	
	Afilador de Brocas.	Unid.	60.000	1	1.200.0	0.02	
							2.59
3.00	MANO DE OBRA:						
	Maestro Perforista.	HH.	750	1	60.68	0.08	
	Ayudante Perforista.	HH.	750	1	37.08	0.05	
	Mecánico.	HH.	500	1	60.68	0.12	
	Supervisor.	HH.	750	0.3	53.94	0.02	
							0.27
4.00	IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD:						
	Protector de cabeza.	Unid.	30.000	10	14.95	0.0050	
	Lentes	Unid.	2.500	10	8.36	0.0334	
	Guantes	Unid.	2.500	10	8.41	0.0336	
	Botas de jebe con puntera de acero.	Unid.	15.000	10	16.50	0.0110	
	Mameluco con cintas reflectivas.	Unid.	15.000	10	16.00	0.0107	
	Tapones auditivos.	Unid.	15.000	10	0.83	0.0006	
	Correa porta lampara.	Unid.	30.000	10	4.50	0.0015	
							0.10
							6.43

COSTOS DIRECTOS \$/MT. 6.43

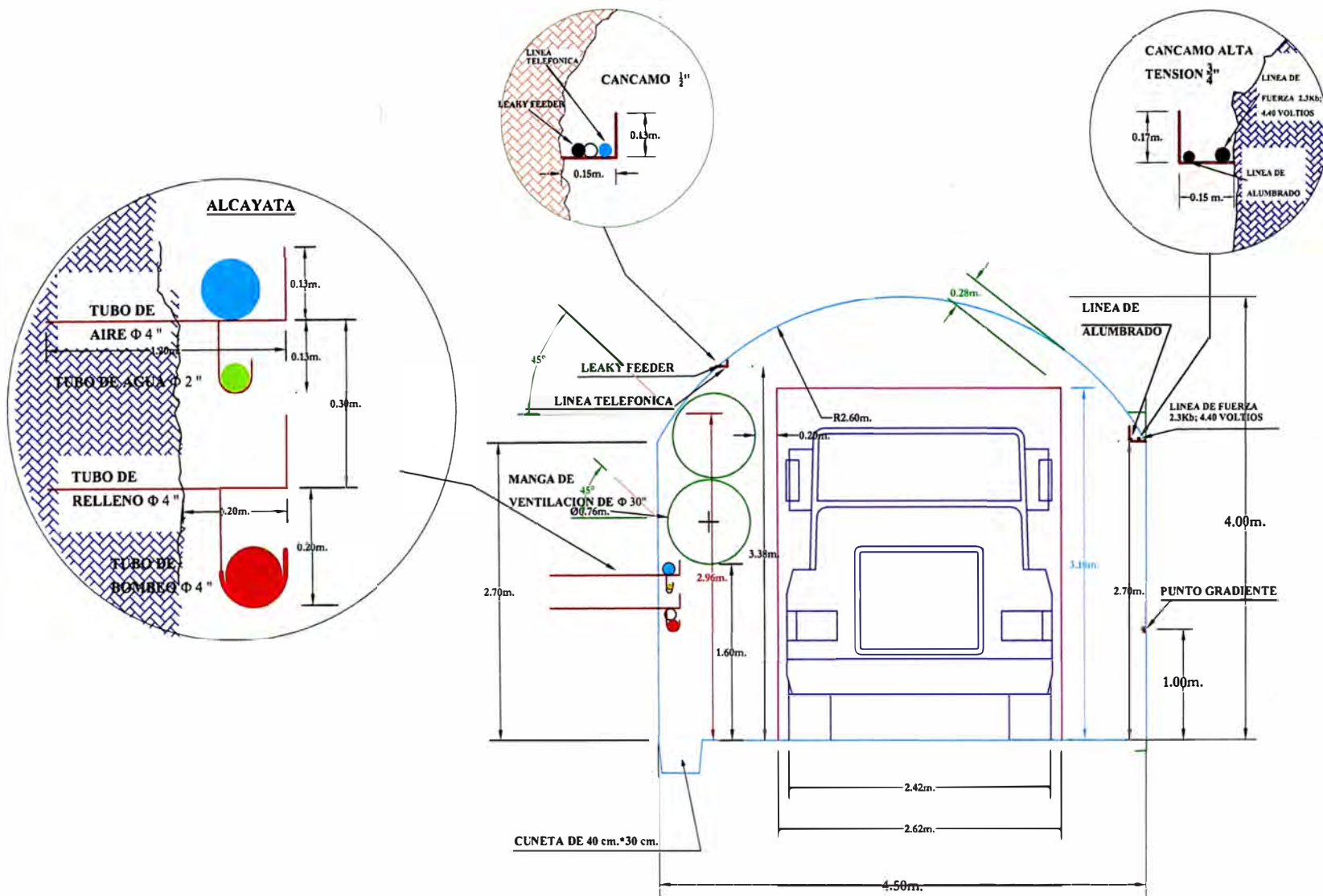
ANEXO II

ESTANDARES DE LABORES

DISEÑO DE EXPLOTACION - MINADO POR SUBNIVELES CON TALADROS LARGOS

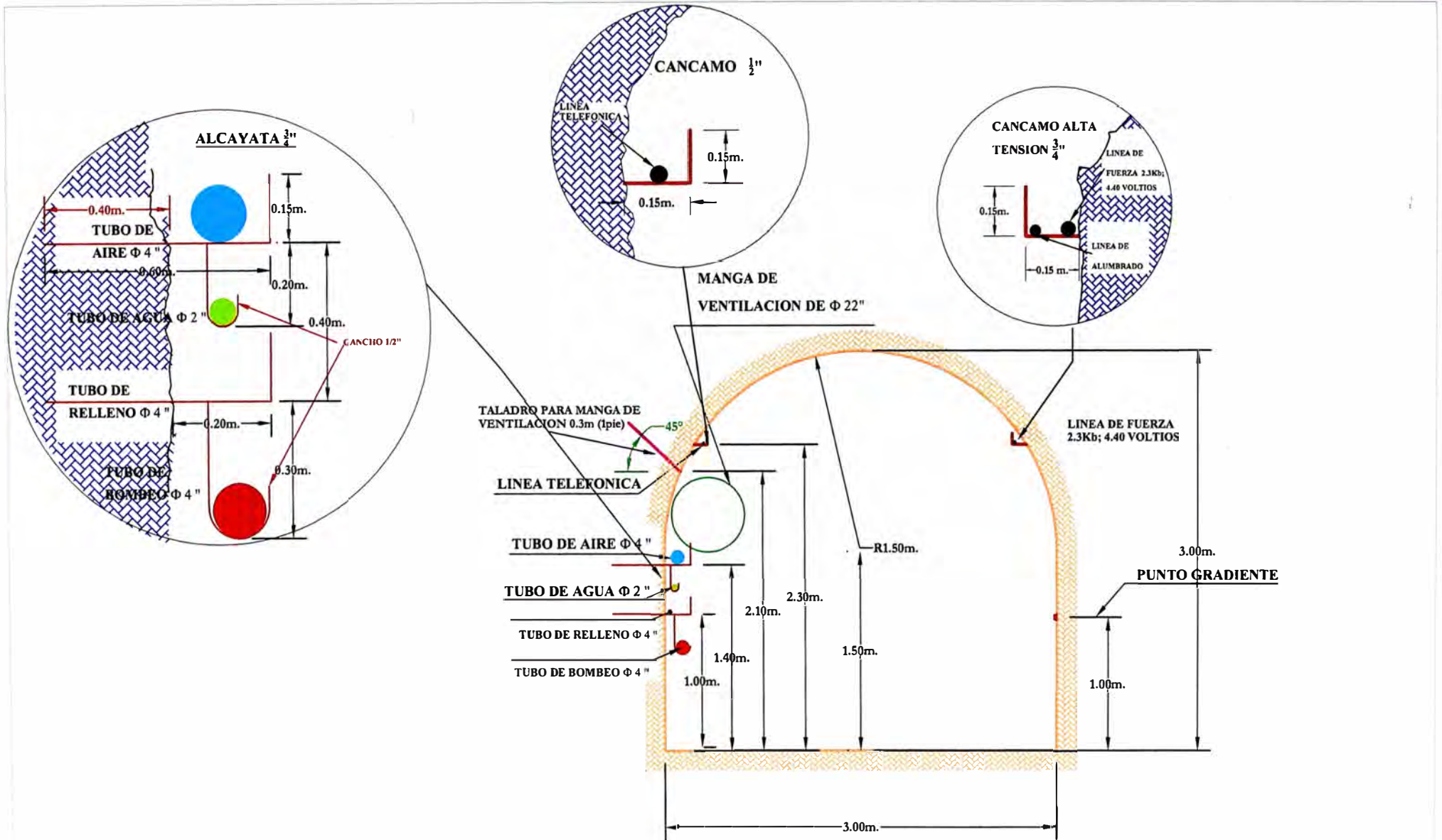


PLANEAMIENTO	CIA. MINERA ARES U. M. ARCATA
ESTANDAR	MINADO POR SUBNIVELES
MINADO	TALADROS LARGOS
ESCALA	S/E

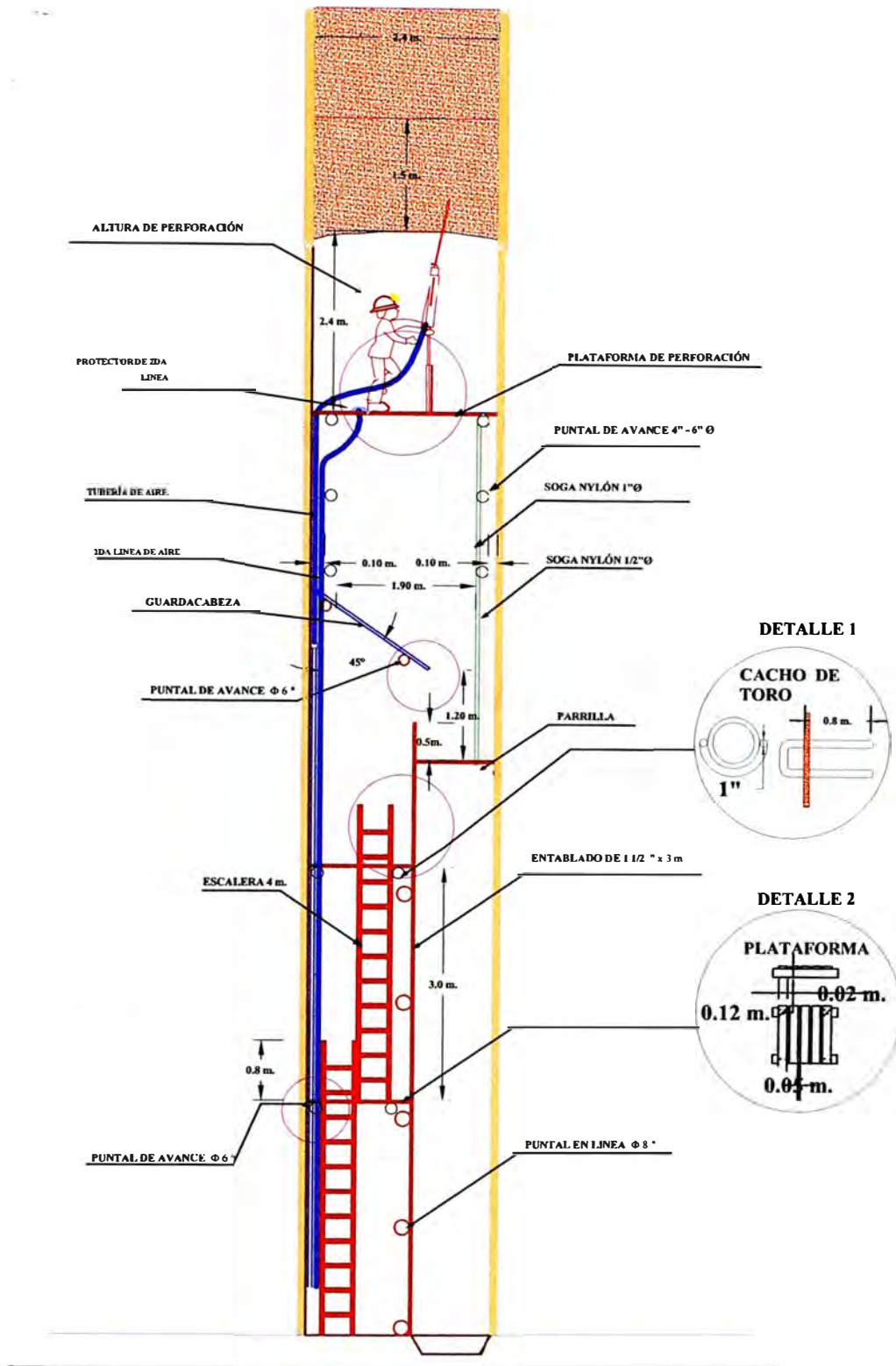


TOPOGRAFIA : L. C.	CIA. MINERA ARES S.A.C. UNIDAD OPERATIVA ARCATA	ESCALA : 5/E
DIBUJO : D. S. ILL		SEPTIEMBRE 2008
DISEÑO : PLANEAMIENTO	DISEÑO BY PASS 4.5 x 4.0 m.	PLANO N° : 99
REVISADO : O.S. Z. / J. A.		
APROBADO : E.M.E.		

Arch : ESTANDARIS MINA ARCATA



TOPOGRAFIA : L. C.	CIA. MINERA ARES S.A.C. UNIDAD OPERATIVA ARCATA	ESCALA : S/E
DIBUJO : INGENIERÍA	GALERIA Seccion 3.0 x3.0	MARZO 2008
DISEÑO : PLANEAMIENTO		PLANO N° : 100
REVISADO : G.B. / J.A.	Arch : ESTANDARES MINA ARCATA	
APROBADO : A.C.M.		



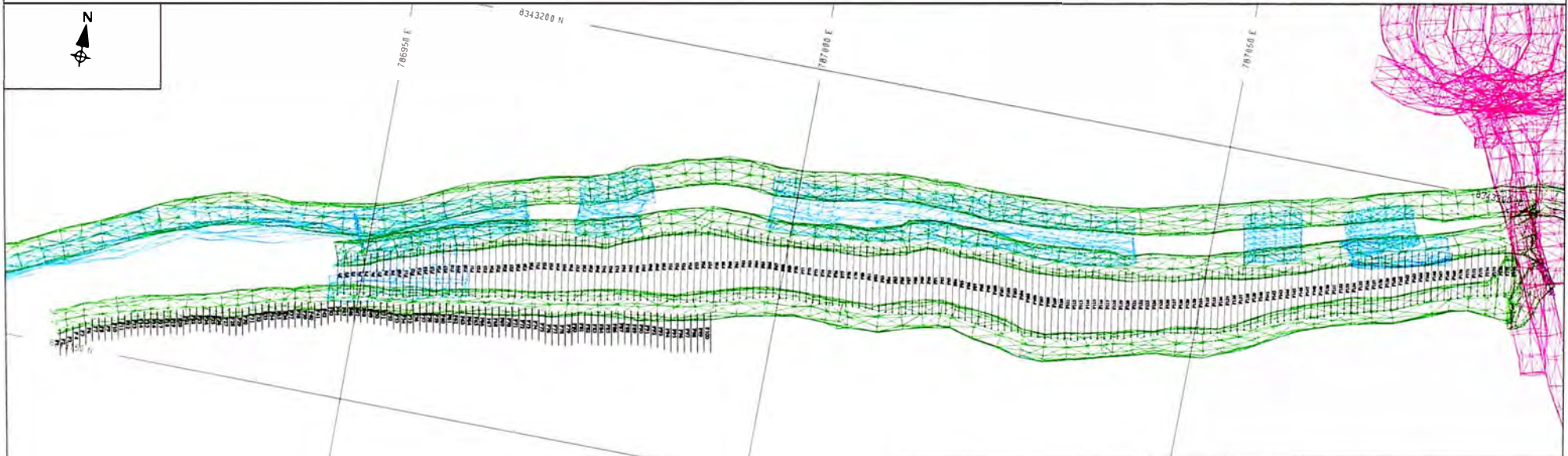
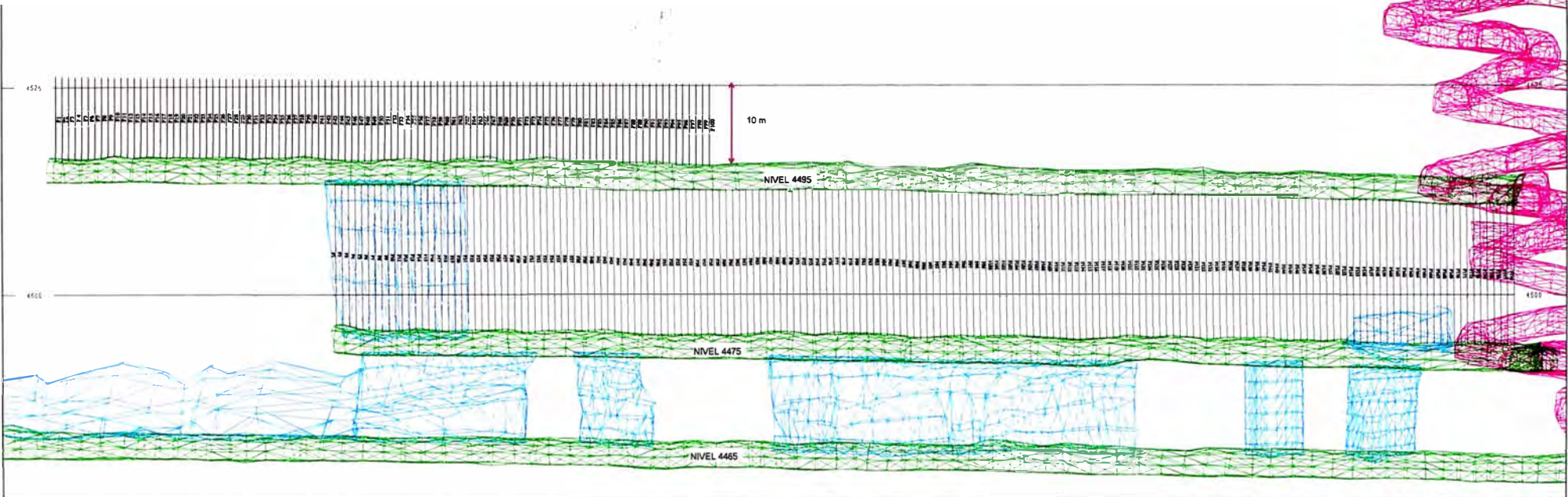
TOPOGRAFIA : LC	CIA. MINERA ARES S.A.C. UNIDAD OPERATIVA ARCATA	ESCALA : 5/2
DIBUJO : PLANEAMIENTO		FEBRERO 2008
GEOLOGIA : J.U.P	DISEÑO DE CHIMENEA 2.4m. x 1.2m. DOBLE COMPARTIMIENTO	PLANO N° : 002
REVISADO : J.A.CIL		
APROVADO : E.N.E.		

ANEXO III

**MALLA DE PERFORACION PARA
TALADROS LARGOS**

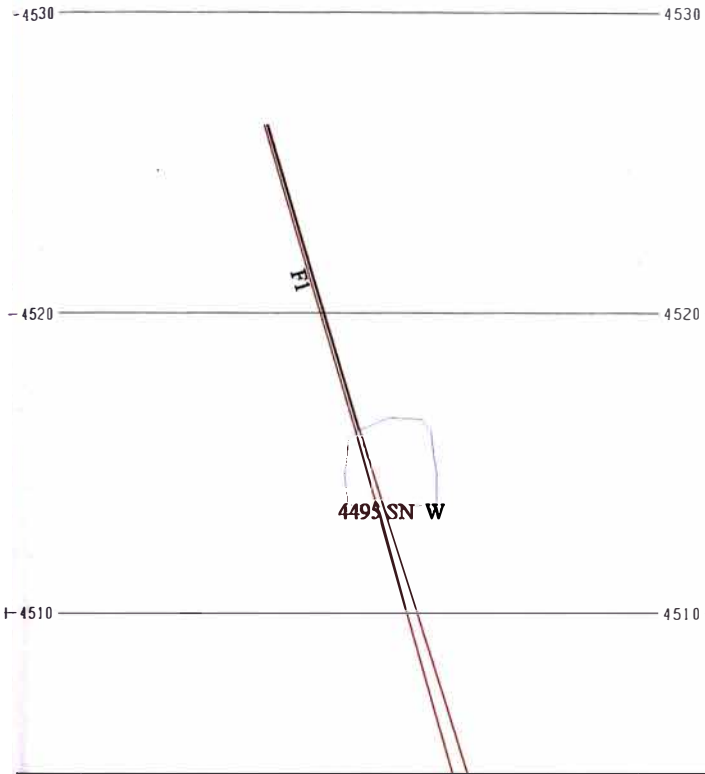
PROYECTO TALADROS LARGOS TAJEO 1005 AL OESTE - NIVEL 4495 AL 4505

No.FILA	Longitud (m)	Inclinacion	Azimut	COORDENADAS NIVEL 4495		
				ESTE	NORTE	COTA
F1	10.61	73.33	169.23	786914.83	8343151.66	4516.10
F2	10.71	72.54	169.23	786915.58	8343152.03	4516.04
F3	10.59	72.32	169.23	786916.31	8343152.46	4516.15
F4	10.35	73.83	169.23	786917.04	8343152.91	4516.29
F5	10.30	73.88	169.23	786917.78	8343153.32	4516.32
F6	10.24	74.05	169.23	786918.50	8343153.78	4516.36
F7	10.23	73.98	169.23	786919.26	8343154.11	4516.37
F8	10.20	73.54	169.23	786920.04	8343154.28	4516.40
F9	10.01	73.67	169.23	786920.82	8343154.44	4516.57
F10	9.81	73.69	169.23	786921.58	8343154.71	4516.75
F11	9.87	73.61	169.23	786922.34	8343155.03	4516.69
F12	9.97	74.12	169.23	786923.09	8343155.36	4516.55
F13	10.09	73.36	169.23	786923.85	8343155.62	4516.46
F14	10.00	73.46	169.23	786924.62	8343155.89	4516.53
F15	9.95	73.19	169.23	786925.40	8343156.03	4516.58
F16	9.99	72.78	169.23	786926.18	8343156.21	4516.55
F17	10.10	72.22	169.23	786926.96	8343156.43	4516.47
F18	10.08	73.20	169.23	786927.74	8343156.61	4516.43
F19	10.08	72.27	169.23	786928.51	8343156.82	4516.45
F20	10.09	71.63	169.23	786929.28	8343157.04	4516.47

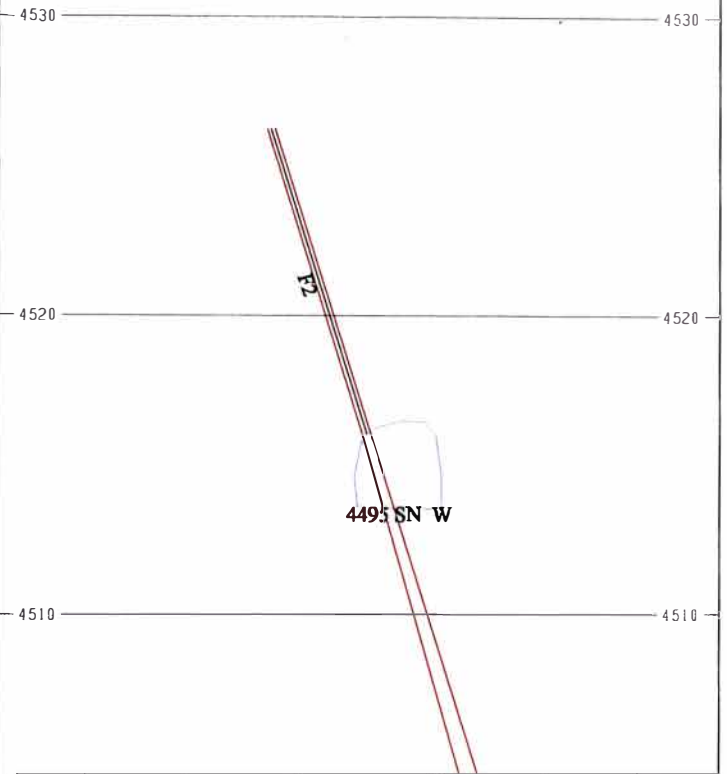


PROYECTO	CIA. MINERA ARES U. O. ARCATA
LOBOR	TALADROS LARGOS TAJEO 1005 OESTE
ESCALA	VETA NICOLE N° 4495 OESTE
	1 : 250

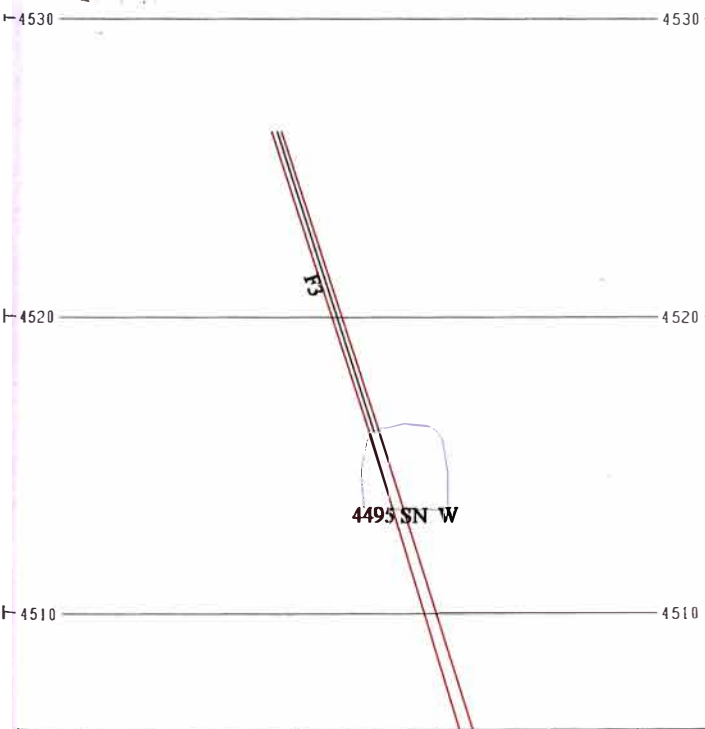
		CIA. MINERA ARES U. O. ARCATA
	PROYECTO	TALADROS LARGOS TAJEO 1005 OESTE
	LOBOR	VETA NICOLE Nv 4495 OESTE
	ESCALA	1 : 250



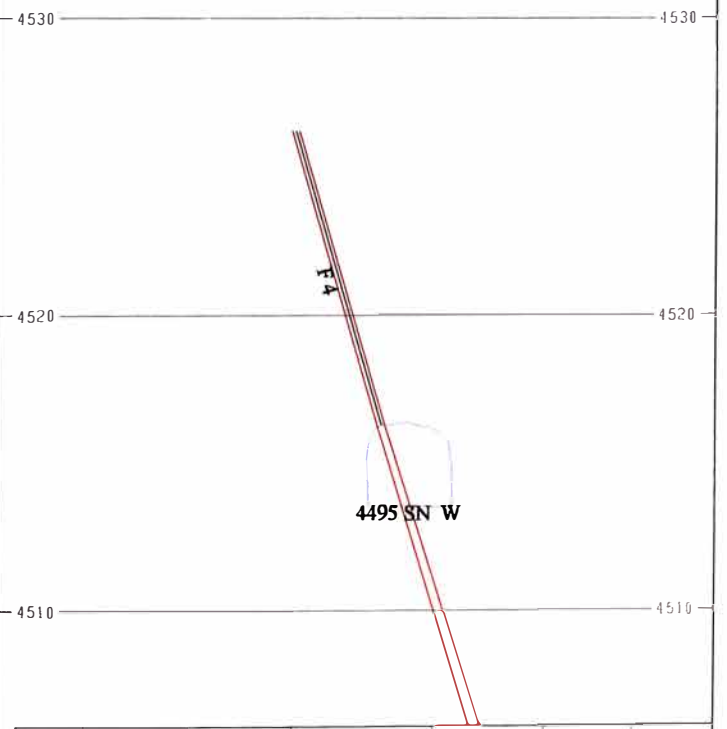
FILA	TALADRO	LONG. (m)	LONG.REAL(m)	N BARRAS	AZIMUT	INCL.
1	1	10			169.23	73.33



FILA	TALADRO	LONG. (m)	LONG.REAL(m)	N BARRAS	AZIMUT	INCL.
2	1	10			169.23	72.54

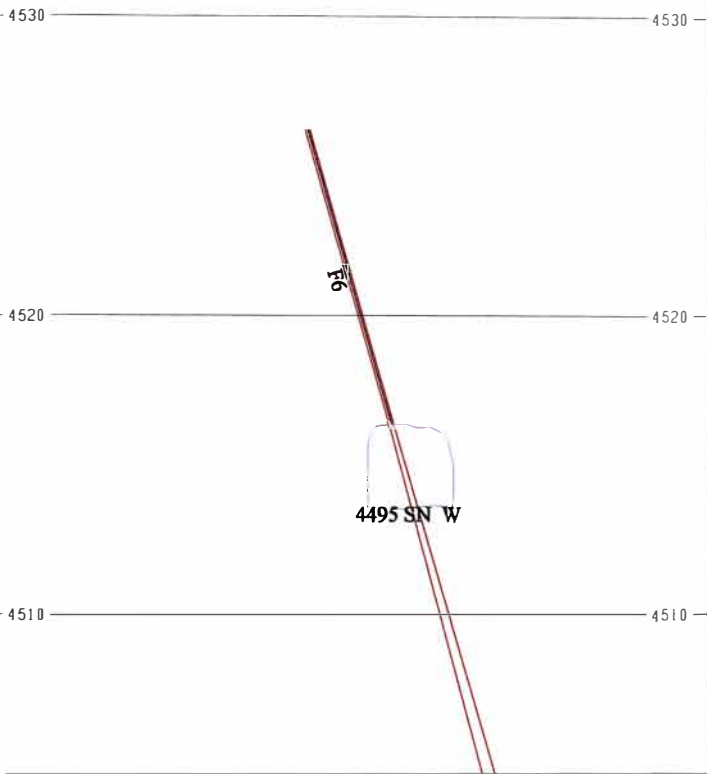
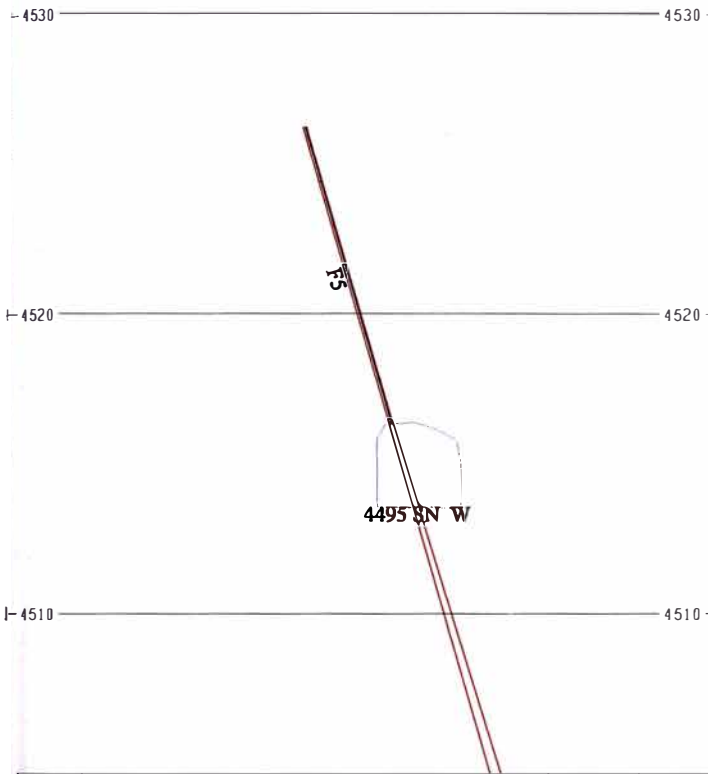


FILA	TALADRO	LONG. (m)	LONG.REAL(m)	N BARRAS	AZIMUT	INCL.
3	1	10			169.23	72.32



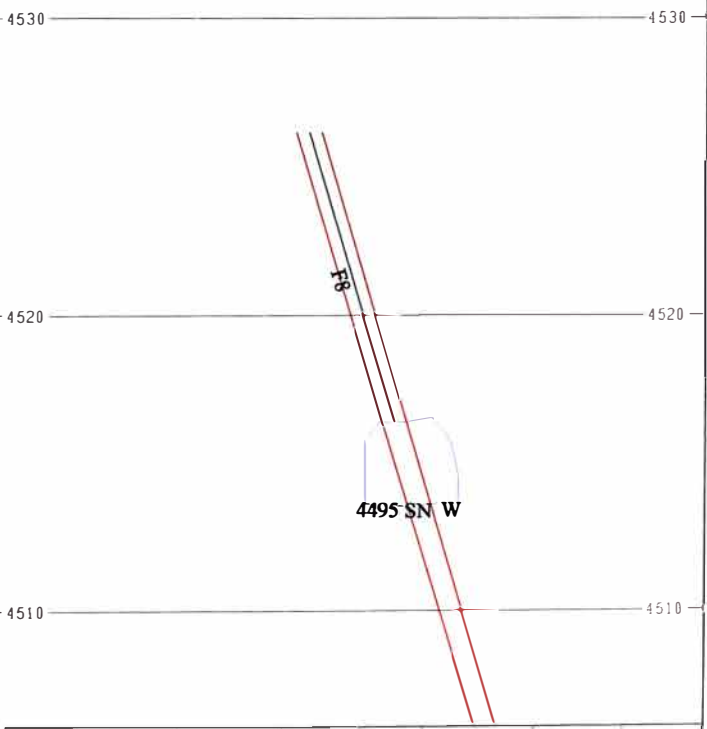
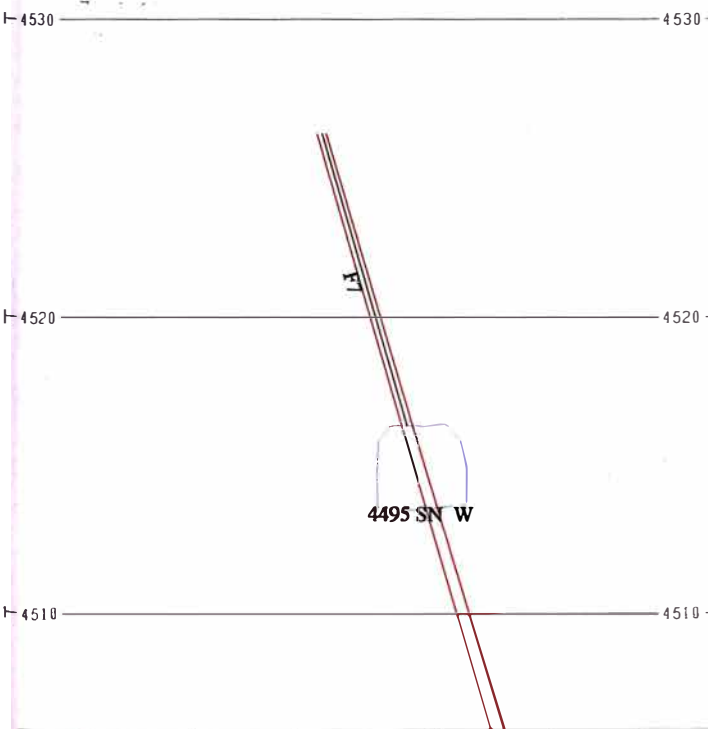
FILA	TALADRO	LONG. (m)	LONG.REAL(m)	N BARRAS	AZIMUT	INCL.
4	1	10			169.23	73.83

	CIA. MINERA ARES U. O. ARCATA
PROYECTO	TALADROS LARGOS TAJEO 1005 OESTE
LOBOR	VETA NICOLE Nv 4495 OESTE
ESCALA	1 : 250



FILA	TALADRO	LONG. (m)	LONG.REAL(m)	N BARRAS	AZIMUT	INCL.
4	1	10			169.23	73.88

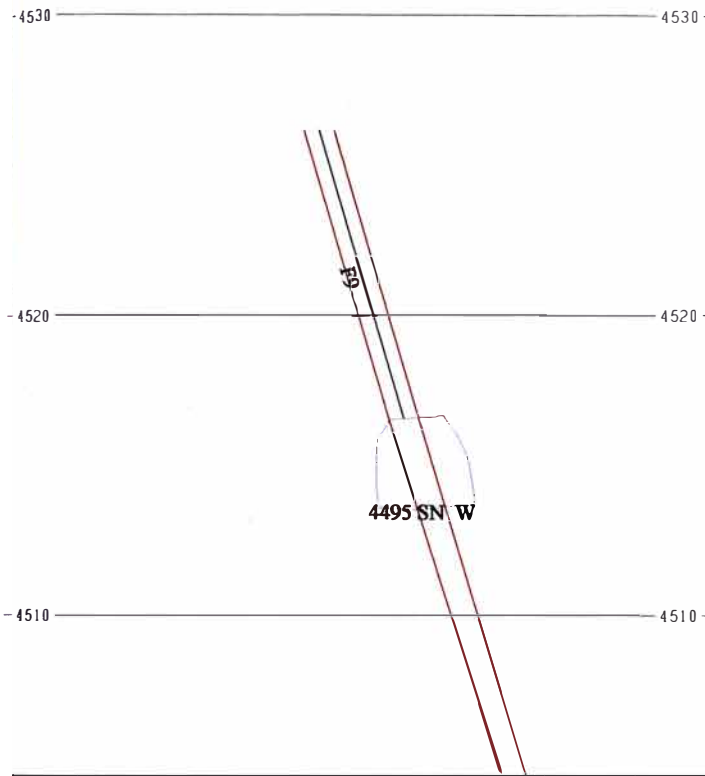
FILA	TALADRO	LONG. (m)	LONG.REAL(m)	N BARRAS	AZIMUT	INCL.
5	1	10			169.23	74.05



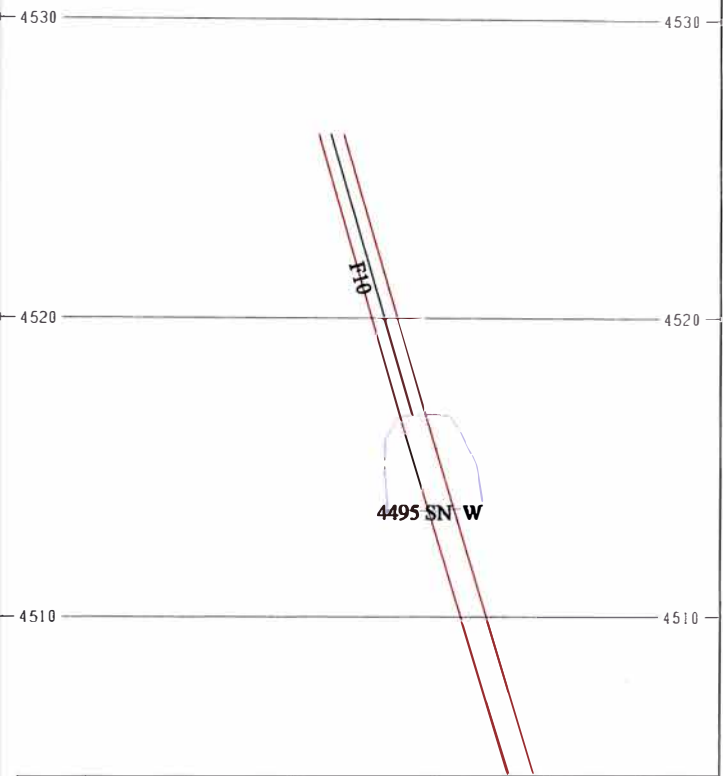
FILA	TALADRO	LONG. (m)	LONG.REAL(m)	N BARRAS	AZIMUT	INCL.
7	1	10			169.23	73.98

FILA	TALADRO	LONG. (m)	LONG.REAL(m)	N BARRAS	AZIMUT	INCL.
8	1	10			169.23	73.54

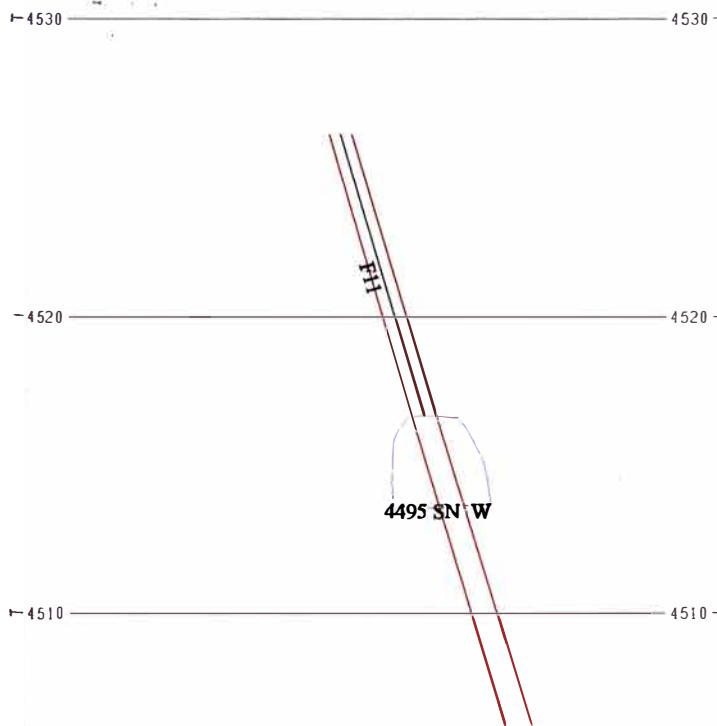
		CIA. MINERA ARES U. O. ARCATA
	PROYECTO	TALADROS LARGOS TAJEO 1005 OESTE
	LOBOR	VETA NICOLE Nv 4495 OESTE
	ESCALA	1 : 250



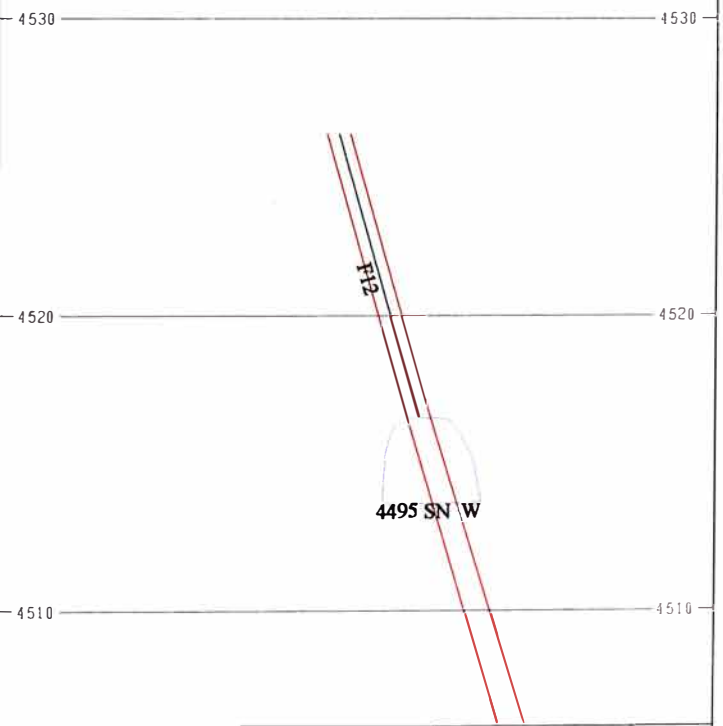
FILA	TALADRO	LONG. (m)	LONG.REAL(m)	N BARRAS	AZIMUT	INCL.
9	1	10			169.23	73.67



FILA	TALADRO	LONG. (m)	LONG.REAL(m)	N BARRAS	AZIMUT	INCL.
10	1	10			169.23	73.69

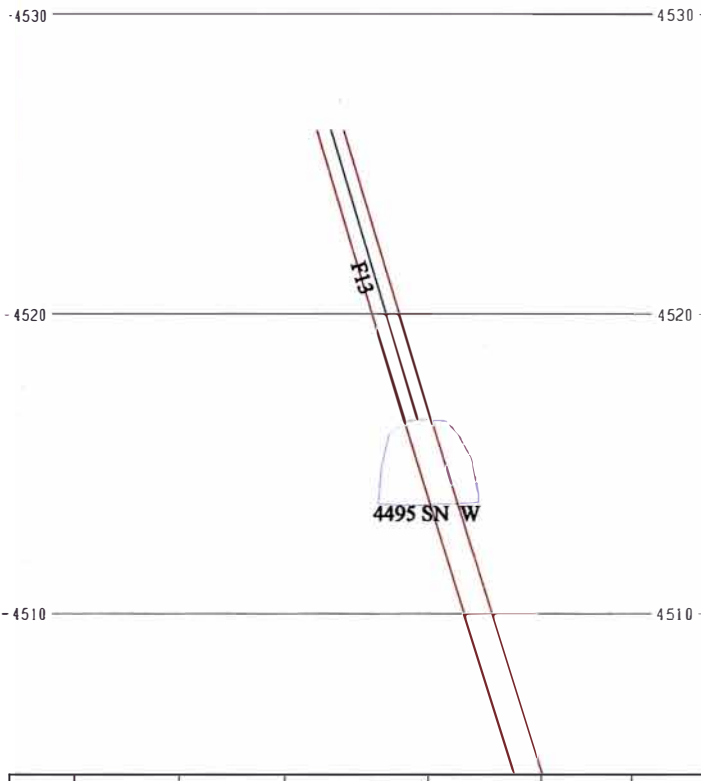


FILA	TALADRO	LONG. (m)	LONG.REAL(m)	N BARRAS	AZIMUT	INCL.
11	1	10			169.23	73.61

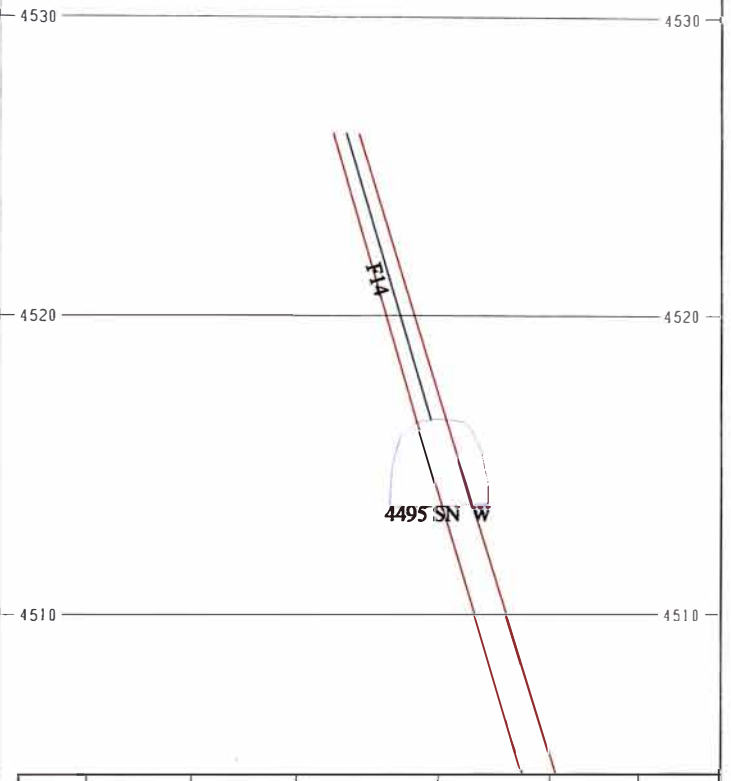


FILA	TALADRO	LONG. (m)	LONG.REAL(m)	N BARRAS	AZIMUT	INCL.
12	1	10			169.23	74.12

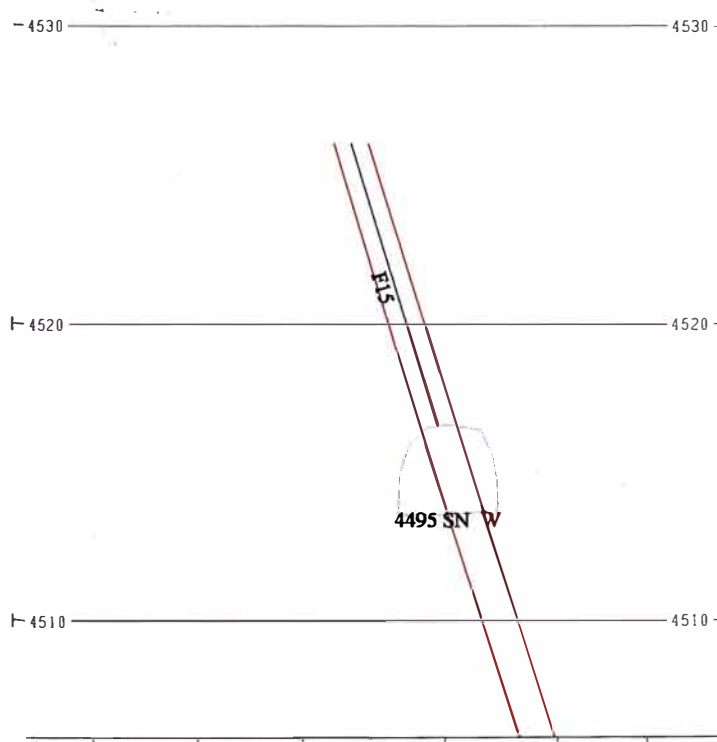
		CIA. MINERA ARES U. O. ARCATA
	PROYECTO	TALADROS LARGOS TAJEO 1005 OESTE
	LOBOR	VETA NICOLE Nv 4495 OESTE
	ESCALA	1 : 250



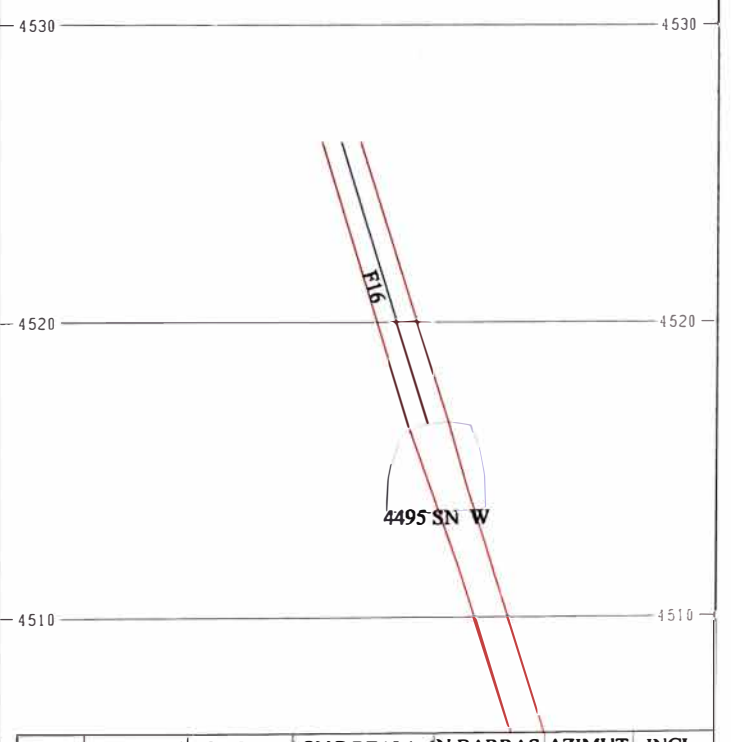
FILA	TALADRO	LONG. (m)	LONG.REAL(m)	N BARRAS	AZIMUT	INCL.
13	1	10			169.23	73.36



FILA	TALADRO	LONG. (m)	LONG.REAL(m)	N BARRAS	AZIMUT	INCL.
14	1	10			169.23	73.46

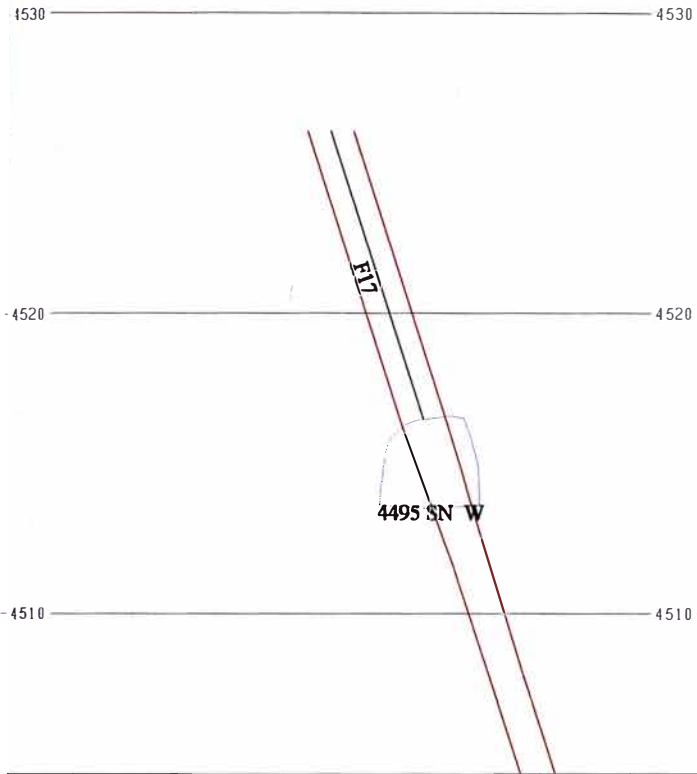


FILA	TALADRO	LONG. (m)	LONG.REAL(m)	N BARRAS	AZIMUT	INCL.
15	1	10			169.23	73.19

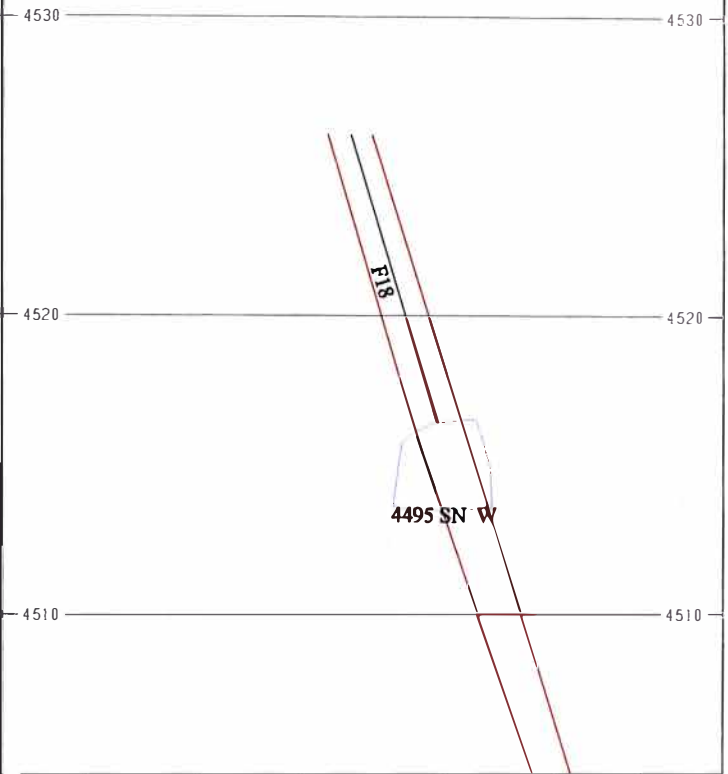


FILA	TALADRO	LONG. (m)	LONG.REAL(m)	N BARRAS	AZIMUT	INCL.
16	1	10			169.23	72.78

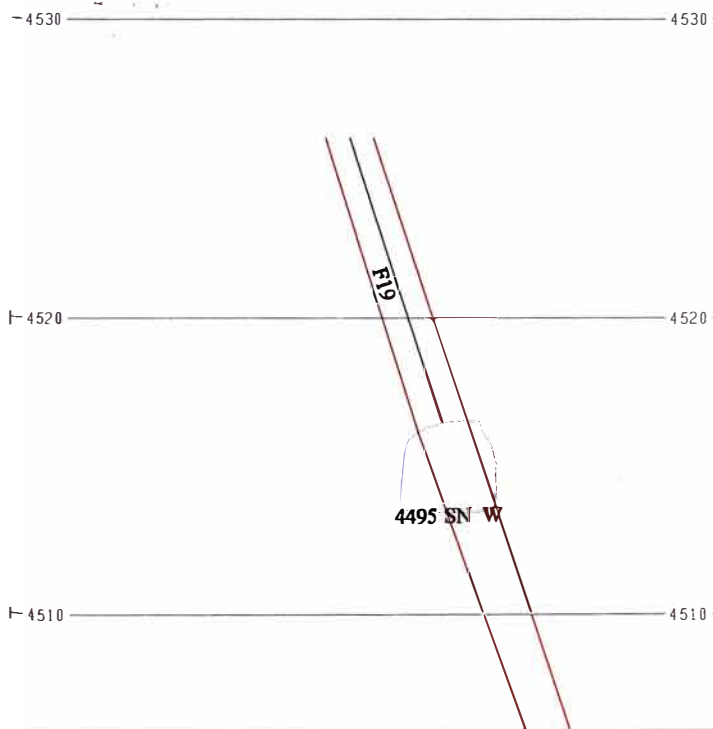
	CIA. MINERA ARES U. O. ARCATA
PROYECTO	TALADROS LARGOS TAJEO 1005 OESTE
LOBOR	VETA NICOLE Nv 4495 OESTE
ESCALA	1 : 250



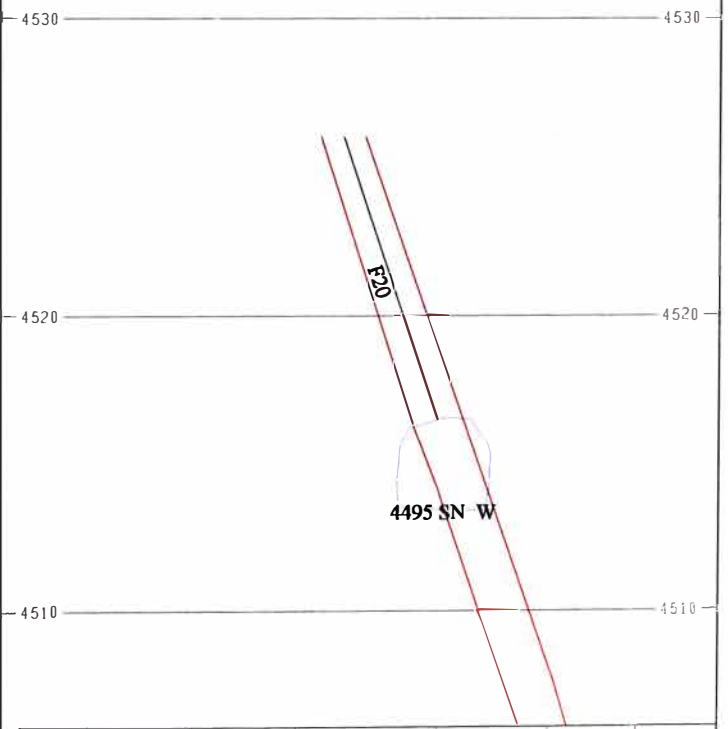
FILA	TALADRO	LONG. (m)	LONG.REAL(m)	N BARRAS	AZIMUT	INCL.
17	1	10			169.23	72.22



FILA	TALADRO	LONG. (m)	LONG.REAL(m)	N BARRAS	AZIMUT	INCL.
18	1	10			169.23	73.20




FILA	TALADRO	LONG. (m)	LONG.REAL(m)	N BARRAS	AZIMUT	INCL.
19	1	10			169.23	72.27



FILA	TALADRO	LONG. (m)	LONG.REAL(m)	N BARRAS	AZIMUT	INCL.
20	1	10			169.23	71.63

ANEXO IV

PROCEDIMIENTOS DE TRABAJO

	“YO TE CUIDO TU ME CUIDAS”		LOGO UNIDAD MINERA
	PROCEDIMIENTO : PERFORACION DE TALADROS LARGOS Tj-1005	MIN - 01	
	AREA : MINA		
	SISTEMA DE GESTION DE SEGURIDAD	ELEMENTO:	
FECHA : 22 - 09 - 09	VERSIÓN : 01	PÁGINA 1 de 2	

1. PERSONAL

- Operador y ayudante.

2. EQUIPOS DE PROTECCION PERSONAL

- Casco con su portalámpara tipo sombrero
- Lámpara minera a batería
- Correa portalámpara
- Protector respiratorio
- Mameluco con cinta reflectora
- Guantes de jebe o cuero
- Botas de jebe con puntas de acero
- Anteojos de seguridad antiempañante
- Protector auditivo
- Ropa de agua (si las condiciones de la labor lo requieren)
- Reloj

3. EQUIPO / HERRAMIENTAS / MATERIALES

- Jumbo Boomer S1D
- Radio de comunicación portátil
- Barras de perforación
- Brocas de perforación
- Caja de Herramientas
- Barretillas de 4', 6' y 8'
- Juego de llaves
- Clinómetro, Flexo metro, Nivel
- Reflector
- Tubos PVC
- Combas de 6 y 9 libras

4. PROCEDIMIENTO

- 4.1 Recibir inducción de seguridad de 5' antes del despacho de guardia.
- 4.2 Recibir la orden directa del jefe de guardia.
- 4.3 Realizar un IPER (inspección de peligros y evaluación de riesgos) en la labor y accesos donde trabajará, llenar el reporte de inspección y salvar las condiciones subestándares de seguridad.
- 4.4 Verificar ventilación de la labor, si es necesario ayudar con aire comprimido, inspeccionar el área de trabajo, accesos y eliminar toda condición insegura.
- 4.5 Efectuar el desate desde el ingreso a la zona de trabajo, donde el operador para la operación debe estar ubicado en una zona segura.
- 4.6 Si hubiesen tiros fallados detonar inmediatamente, hasta 6 tiros, instalando vigías en los accesos. Ventilar al menos por 20 min.

PREPARADO POR	REVISADO POR:	COMPILADO POR	APROBADO POR:
3.			
4.	SUPERINTENDENCIA DE MINA	COORDINADOR DE SEGURIDAD	GERENTE DE MINA
FECHA DE APROBACIÓN: 18 de octubre del 2009			



“YO TE CUIDO TU ME CUIDAS”

PROCEDIMIENTO : PERFORACION DE TALADROS LARGOS **MIN – 01**

AREA : MINA

SISTEMA DE GESTION DE SEGURIDAD **ELEMENTO:**

FECHA : 22 – 09 - 09 **VERSIÓN : 01** **PÁGINA 2 de 2**

**LOGO UNIDAD
MINERA**

- 4.7** El operador del equipo deberá, antes de encender el equipo, realizar el chequeo respectivo, verificando las condiciones mecánicas, niveles de aceite y lubricación.
- 4.8** Encender el equipo y dejarlo funcionando 5 minutos para observar si hay fugas de aceites o fallas en el sistema.
- 4.9** Al trasladar el Equipo al área de trabajo hacerlo de manera lenta y cuidadosa, entre el operador y el ayudante. Inspeccionar los taladros consiguientes a la cara libre del disparo anterior, si en caso se encuentren tapados proceder a repasar con los parámetros de diseño. En caso de ubicarse cercano a la cara libre deberán usar el arnés con su línea de vida respectiva.
- 4.10** Topografía deberá marcar la malla según el diseño del área de planeamiento.
- 4.11** Iniciar la perforación de acuerdo al diseño una vez concluida la limpieza del mineral del disparo anterior, detener la perforación mientras el ayudante realiza maniobras con el acople y desacople de las barras; así mismo mientras el operador y ayudante al concluir el taladro colocan los tubos para evitar que se obstruya el taladro.
- 4.12** Ningún personal puede posicionarse a menos de 2 m del área de durante la perforación con equipo de taladros largos.
- 4.13** Iniciar el carguo cunado la maquina concluyo y se retiro del área de trabajo.
- 4.14** Retirar el equipo a unos 20 metros del área de disparo.(la cara libre es opuesto a la posición del equipo)
- 4.15** Inspeccionar el equipo, reportando el estado final.

5. RESTRICCIONES.

- 5.1** No deberá ingresar otro tipo de personal que no sea del tajeo o con previa autorización, a la zona de trabajo.
- 5.2** No asistir en condiciones físicas o mentales disminuidas al centro de trabajo.
- 5.3** No mostrar conductas impropias ante sus compañeros de trabajo.
- 5.4** El traslado del explosivo se debe realizar con una separación mínima de 10 metros de los accesorios entre colaboradores.

PREPARADO POR	REVISADO POR:	COMPILADO POR	APROBADO POR:
1.			
2.	SUPERINTENDENCIA DE MINA	COORDINADOR DE SEGURIDAD	GERENTE DE MINA
FECHA DE APROBACIÓN: 18 de octubre del 2009			

ANEXO V

**ENSAYOS DE LABORATORIO DE
MECANICA DE ROCAS**



PONTIFICIA
UNIVERSIDAD
CATÓLICA
DEL PERÚ

DEPARTAMENTO
DE **INGENIERÍA**
Sección Ingeniería de Minas

ENSAYOS DE COMPRESIÓN SIMPLE
ENSAYOS DE COMPRESIÓN TRIAXIAL
ENSAYOS DE PROPIEDADES ELÁSTICAS

Solicitado por:
Compañía Minera Ares S. A. C.

Muestra:
Testigos de roca

Fecha
Febrero 09, 2010

Av. Universitaria N° 1801, San Miguel
T: (511) 626 2000 anexos 5000, 5001
F: (511) 626 2852

www.pucp.edu.pe/secc/minas



ENSAYOS DE COMPRESIÓN SIMPLE

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM D2938-95.

Los resultados son los siguientes:

<i>Muestra</i>	<i>Diámetro (cm)</i>	<i>Longitud (cm)</i>	<i>Carga (kg)</i>	<i>Resistencia a la Compresión Simple (kg/cm²)</i>	<i>Resistencia a la Compresión Simple (MPa)</i>
<i>Tajo 925 Caja1</i>	<i>5.51</i>	<i>11.14</i>	<i>21200.00</i>	<i>889.08</i>	<i>87.19</i>
<i>Tajo 925 Caja2</i>	<i>5.51</i>	<i>11.53</i>	<i>16600.00</i>	<i>696.17</i>	<i>68.27</i>
<i>Tajo 105 Caja3</i>	<i>5.51</i>	<i>10.89</i>	<i>29600.00</i>	<i>1241.36</i>	<i>121.74</i>
<i>Tajo 105 Caja4</i>	<i>5.51</i>	<i>11.41</i>	<i>30400.00</i>	<i>1274.91</i>	<i>125.03</i>

Observación: Estandarizado según Protodyakonov ($L/D = 2$)



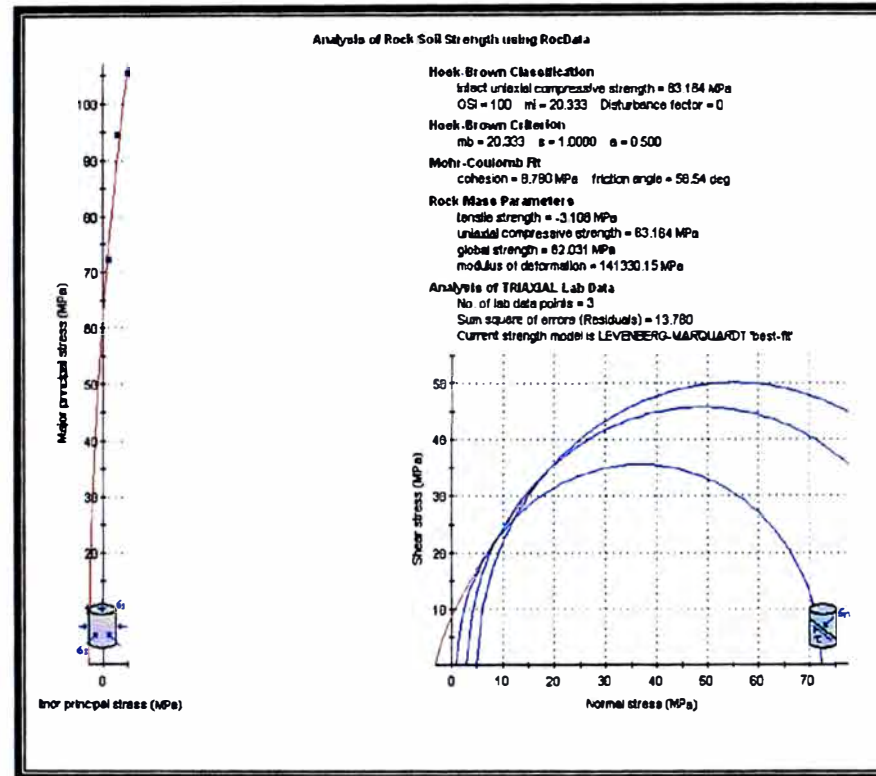
ENSAYOS DE COMPRESIÓN TRIAXIAL

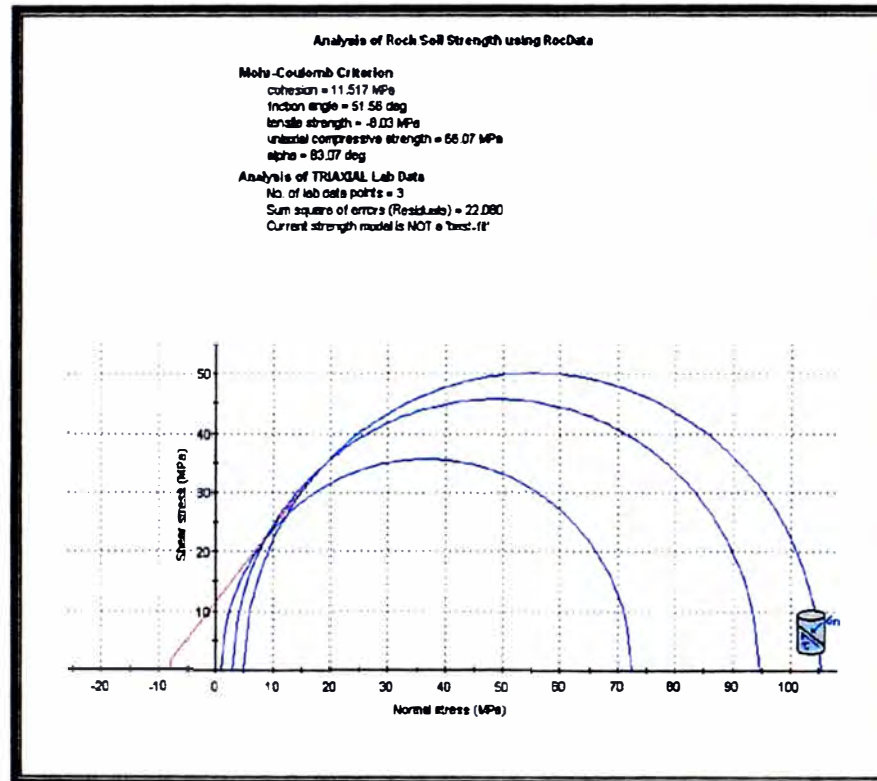
Se han ensayado 3 testigos por cada muestra entregada. Estos ensayos se realizaron según la norma ASTM 2664-95.
A continuación se presentan los resultados obtenidos:

<i>Muestra</i>	<i>Probeta</i>	<i>Diámetro (cm)</i>	<i>Longitud (cm)</i>	<i>Carga</i>	σ_3 (MPa)	σ_{1max} (MPa)	<i>Angulo de Fricción interno (°)</i>	<i>Cohesión (MPa)</i>	m_i
<i>Tajo 925 Caja1</i>	<i>A</i>	<i>5.51</i>	<i>11.48</i>	<i>17600.00</i>	<i>1.00</i>	<i>72.38</i>	<i>51.56</i>	<i>11.52</i>	<i>20.33</i>
	<i>B</i>	<i>5.51</i>	<i>11.39</i>	<i>23000.00</i>	<i>3.00</i>	<i>94.59</i>			
	<i>C</i>	<i>5.51</i>	<i>11.42</i>	<i>25600.00</i>	<i>5.00</i>	<i>105.29</i>			
<i>Tajo 925 Caja2</i>	<i>A</i>	<i>5.51</i>	<i>11.74</i>	<i>14900.00</i>	<i>2.00</i>	<i>61.28</i>	<i>44.39</i>	<i>10.72</i>	<i>13.66</i>
	<i>B</i>	<i>5.51</i>	<i>11.49</i>	<i>18400.00</i>	<i>4.00</i>	<i>75.67</i>			
	<i>C</i>	<i>5.51</i>	<i>11.56</i>	<i>20400.00</i>	<i>6.00</i>	<i>83.90</i>			
<i>Tajo 105 Caja3</i>	<i>A</i>	<i>5.51</i>	<i>11.40</i>	<i>21200.00</i>	<i>1.00</i>	<i>87.19</i>	<i>60.42</i>	<i>15.47</i>	<i>32.46</i>
	<i>B</i>	<i>5.51</i>	<i>11.85</i>	<i>36200.00</i>	<i>3.00</i>	<i>148.88</i>			
	<i>C</i>	<i>5.51</i>	<i>11.37</i>	<i>47600.00</i>	<i>5.00</i>	<i>195.76</i>			
	<i>D</i>	<i>5.51</i>	<i>10.90</i>	<i>46800.00</i>	<i>2.00</i>	<i>192.47</i>			
<i>Tajo 105 Caja4</i>	<i>A</i>	<i>5.51</i>	<i>11.71</i>	<i>19200.00</i>	<i>2.00</i>	<i>78.96</i>	<i>57.67</i>	<i>15.17</i>	<i>28.49</i>
	<i>B</i>	<i>5.51</i>	<i>11.68</i>	<i>33400.00</i>	<i>4.00</i>	<i>137.36</i>			
	<i>C</i>	<i>5.51</i>	<i>11.92</i>	<i>45000.00</i>	<i>6.00</i>	<i>185.07</i>			
	<i>D</i>	<i>5.51</i>	<i>11.67</i>	<i>29800.00</i>	<i>1.00</i>	<i>122.56</i>			



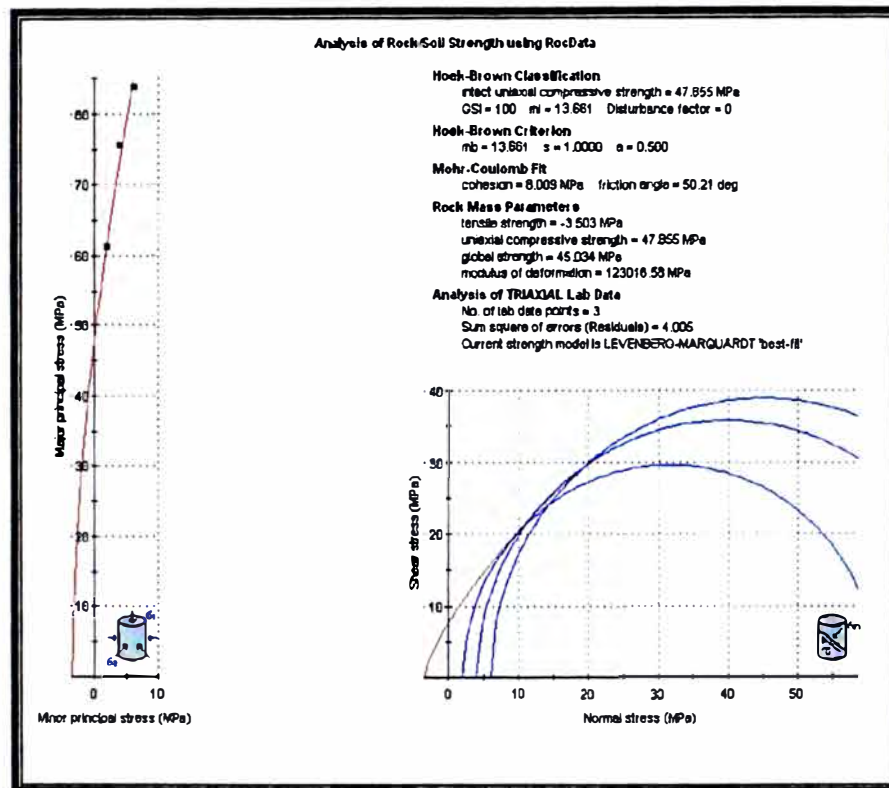
Tajo 925 – Caja 1

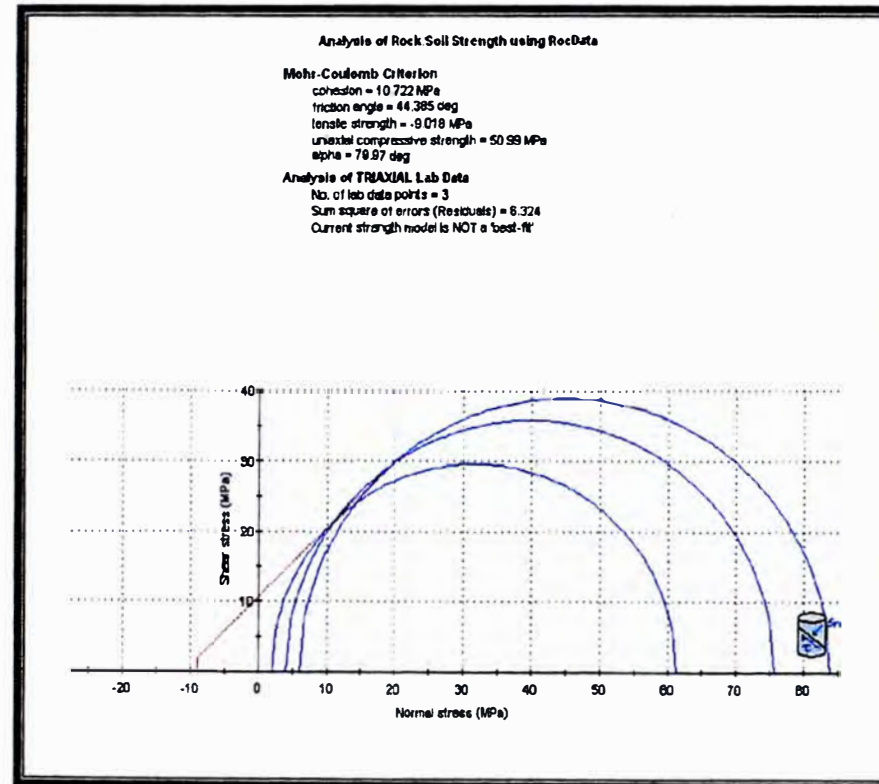






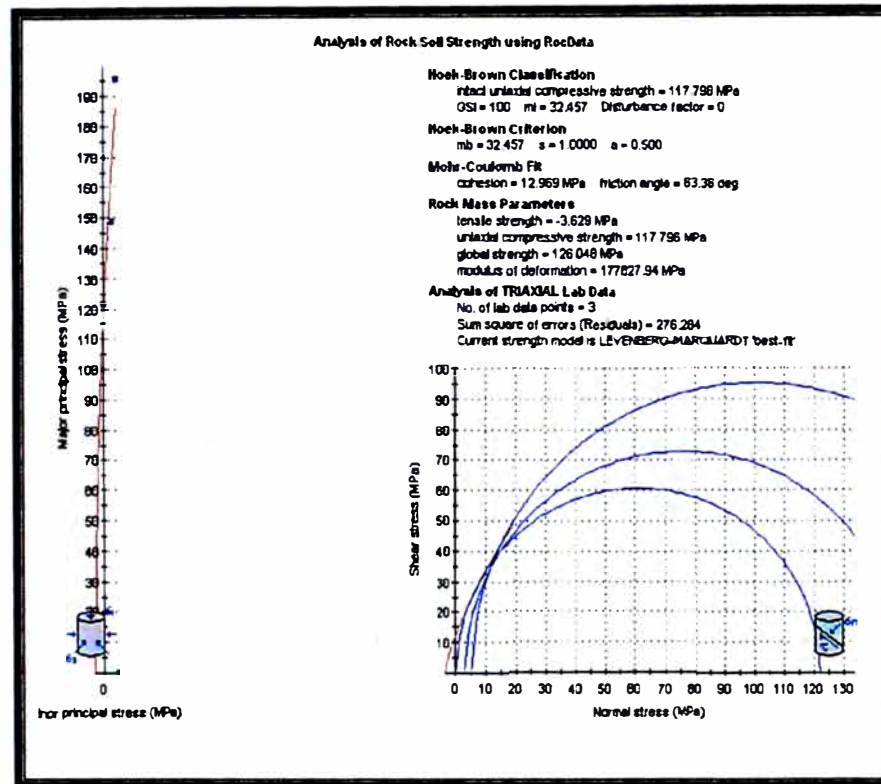
Tajo 925 Caja 2

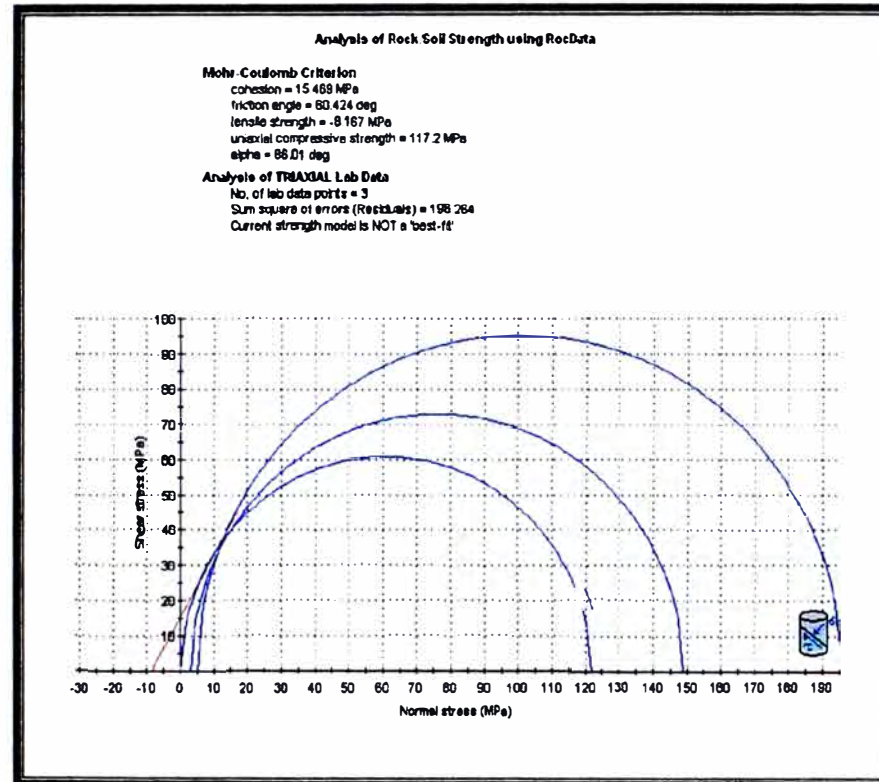






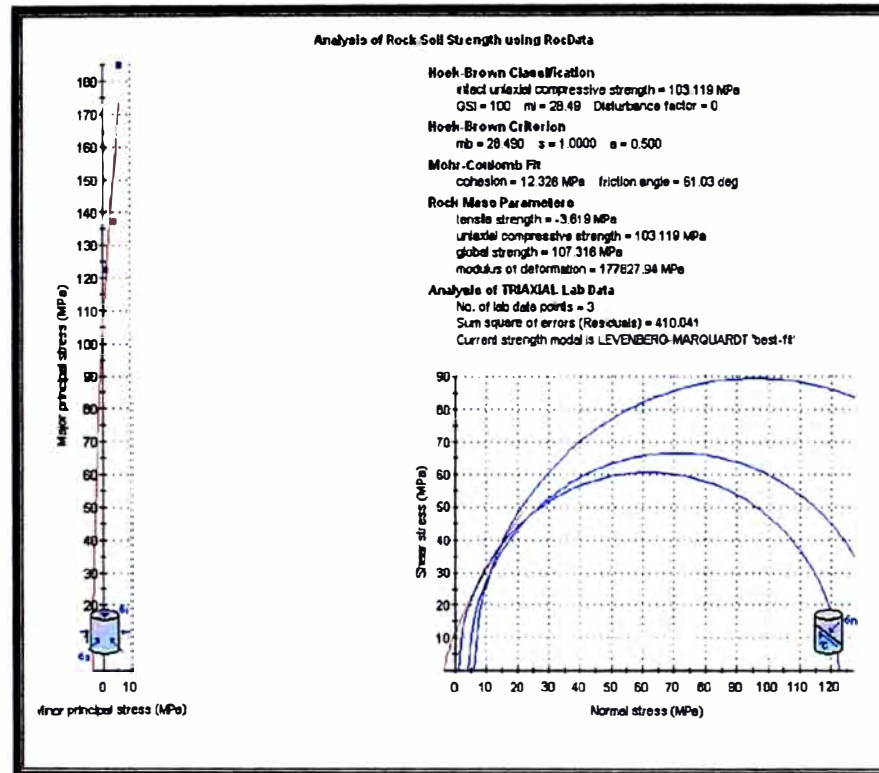
Tajo 105 Caja 3

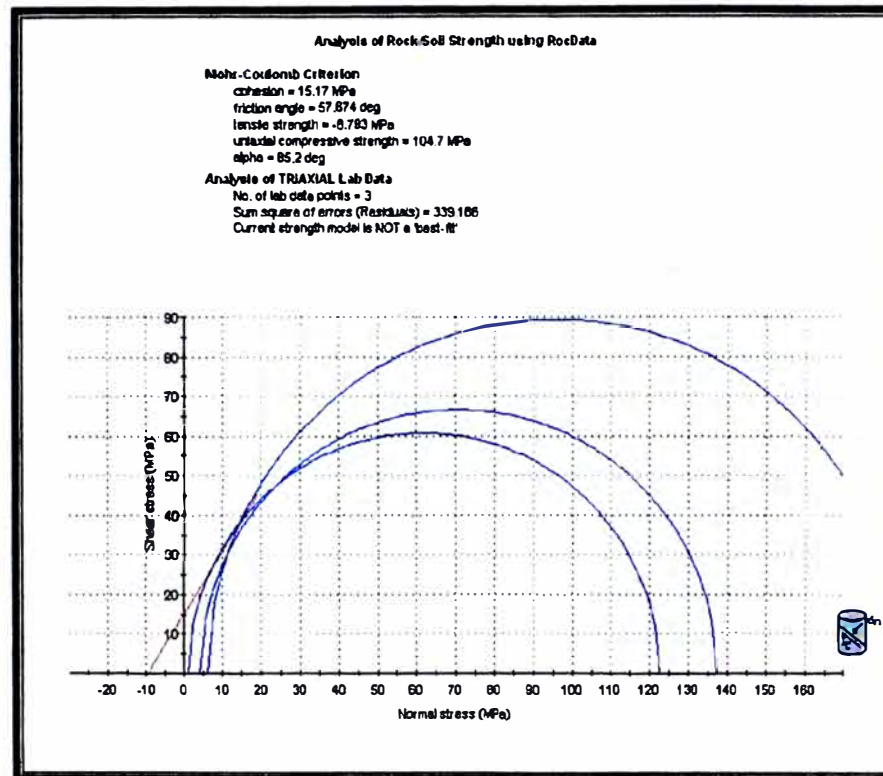






Tajo 105 Caja 4



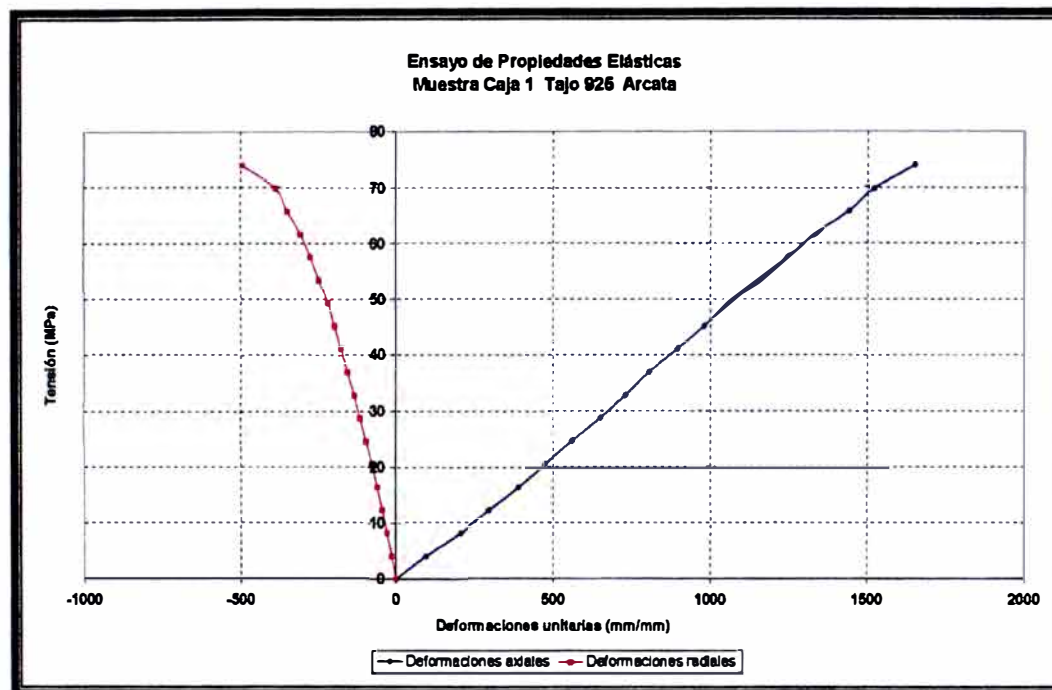


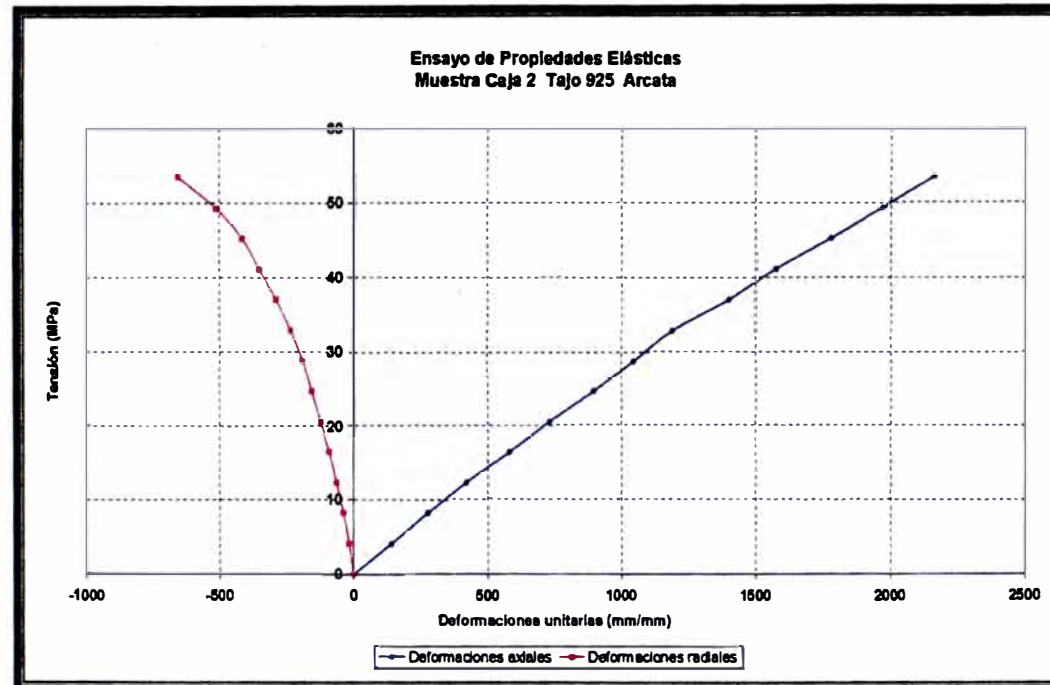


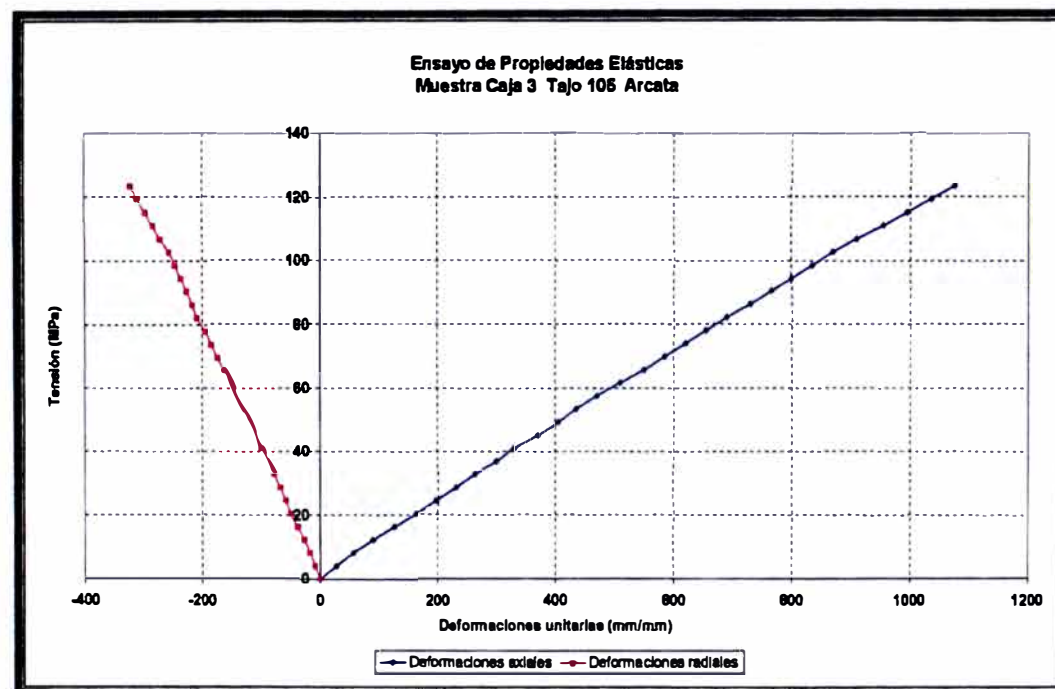
ENSAYOS DE PROPIEDADES ELÁSTICAS

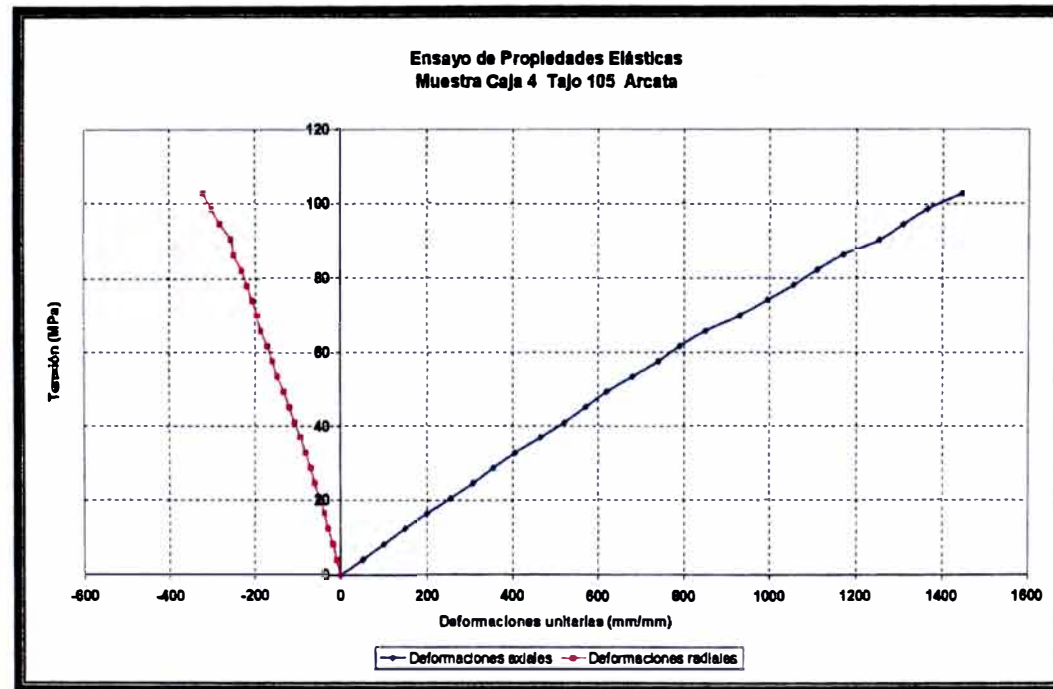
Los resultados son los siguientes:

<i>Muestra</i>	<i>Diámetro (cm)</i>	<i>Altura (cm)</i>	<i>Módulo de Elasticidad (E) (GPa)</i>	<i>Constante de Poisson (ν)</i>	<i>Resistencia a La Compresión Simple (MPa)</i>
<i>Caja 1 Tajo 925</i>	<i>5.51</i>	<i>11.77</i>	<i>48.52</i>	<i>0.24</i>	<i>76.50</i>
<i>Caja 2 Tajo 925</i>	<i>5.51</i>	<i>11.63</i>	<i>26.52</i>	<i>0.20</i>	<i>54.29</i>
<i>Caja 3 Tajo 105</i>	<i>5.51</i>	<i>11.53</i>	<i>115.00</i>	<i>0.30</i>	<i>127.49</i>
<i>Caja 4 Tajo 105</i>	<i>5.51</i>	<i>11.69</i>	<i>69.93</i>	<i>0.22</i>	<i>106.93</i>











PONTIFICIA
UNIVERSIDAD
CATÓLICA
DEL PERÚ

DEPARTAMENTO
DE **INGENIERÍA**
Sección Ingeniería de Minas

Nota:

- La empresa solicitante es responsable de la toma de muestra en campo.
- La información correspondiente a las muestras fue proporcionada por el cliente.

Pontificia Universidad
Católica del Perú
Sección Ingeniería de Minas

Ing. Mario Cedrón Lassús
Coordinador de la Sección Minas

Av. Universitaria N° 1801, San Miguel
T: (511) 626 2000 anexos 5000, 5001
F: (511) 626 2852

www.pucp.edu.pe/secc/minas



PONTIFICIA
**UNIVERSIDAD
CATÓLICA**
DEL PERÚ

DEPARTAMENTO
DE **INGENIERÍA**
Sección Ingeniería de Minas

FOTOS

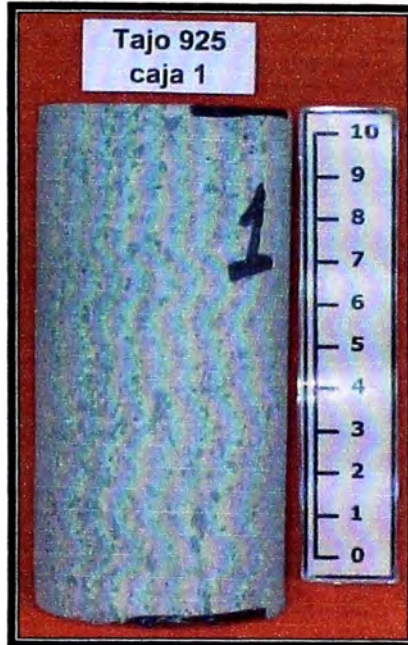
ENSAYO DE COMPRESIÓN SIMPLE

Av. Universitaria N° 1801, San Miguel
T: (511) 626 2000 anexos 5000, 5001
F: (511) 626 2852

www.pucp.edu.pe/secc/minas



Antes:

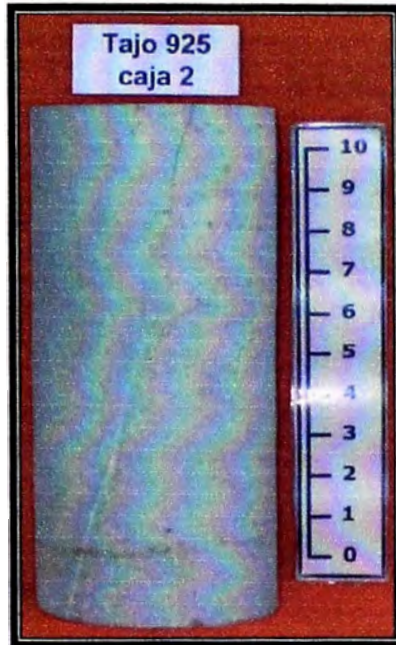


Después:

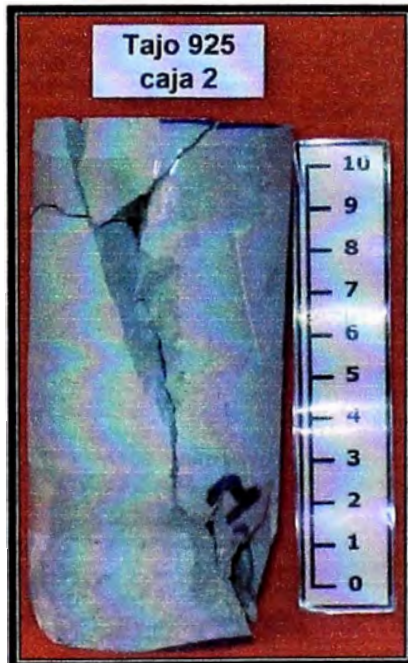




Antes:

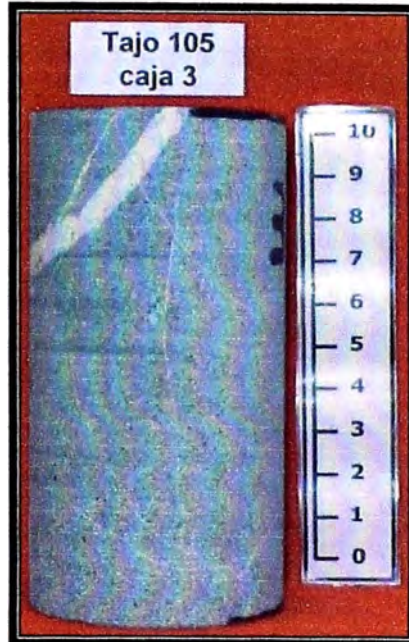


Después:





Antes:

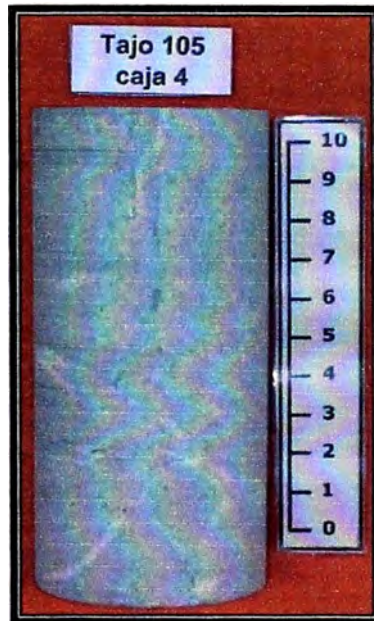


Después:





Antes:



Después:





PONTIFICIA
**UNIVERSIDAD
CATÓLICA**
DEL PERÚ

DEPARTAMENTO
DE **INGENIERÍA**
Sección Ingeniería de Minas

FOTOS

ENSAYOS COMPRESIÓN TRIAXIAL

Av. Universitaria N° 1801, San Miguel
T: (511) 626 2000 anexos 5000, 5001
F: (511) 626 2852

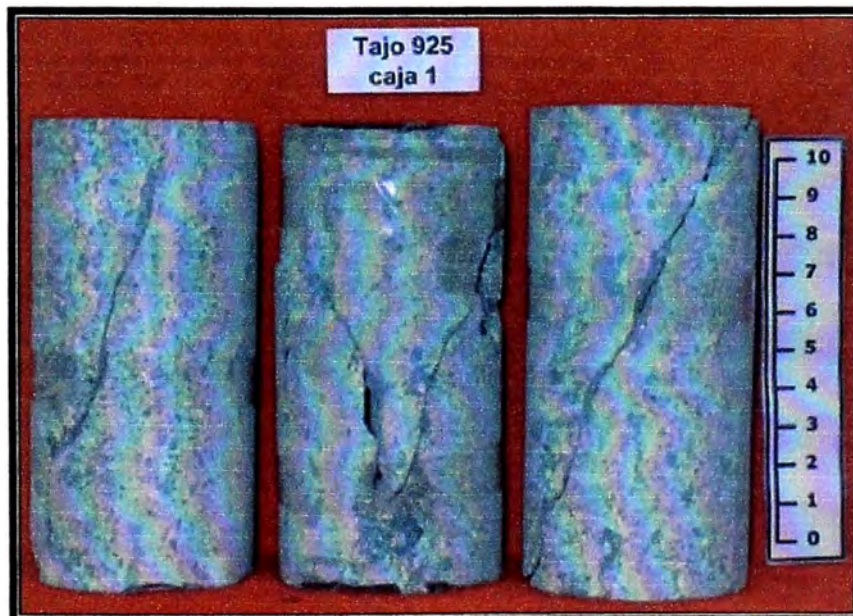
www.pucp.edu.pe/secc/minas



Antes:



Después:





Antes:

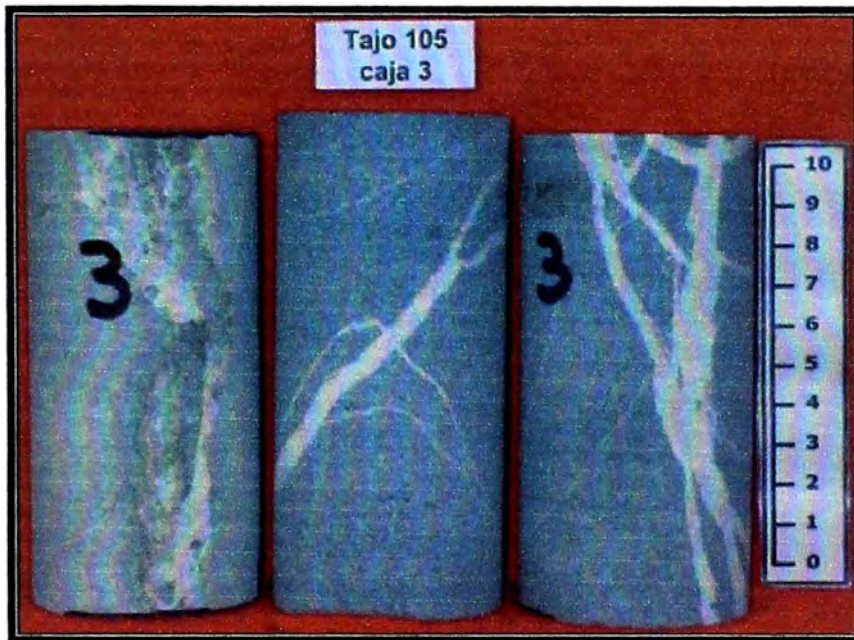


Después:

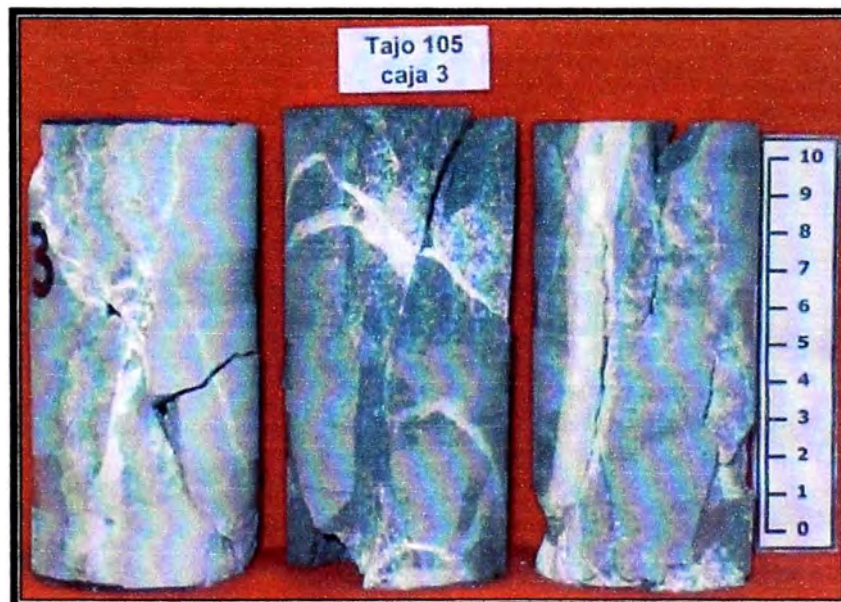




Antes:



Después:

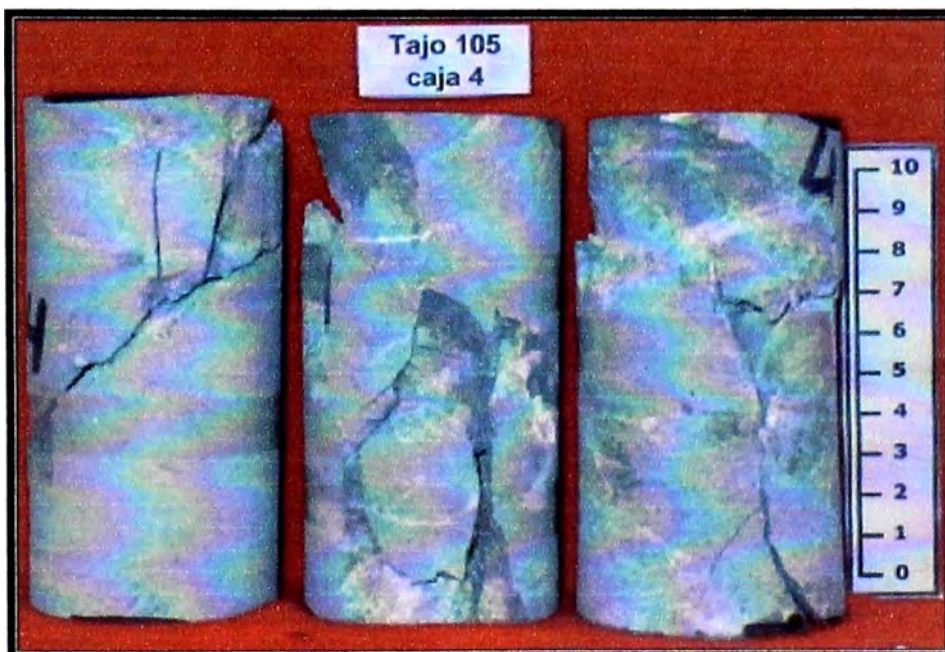




Antes:



Después:





PONTIFICIA
UNIVERSIDAD
CATÓLICA
DEL PERÚ

DEPARTAMENTO
DE **INGENIERÍA**
Sección Ingeniería de Minas

FOTOS

ENSAYOS DE PROPIEDADES ELÁSTICAS

Av. Universitaria N° 1801, San Miguel
T: (511) 626 2000 anexos 5000, 5001
F: (511) 626 2852

www.pucp.edu.pe/secc/minas



Antes:

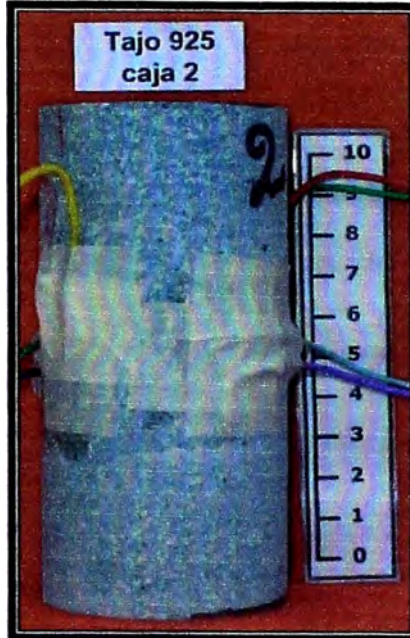


Después:

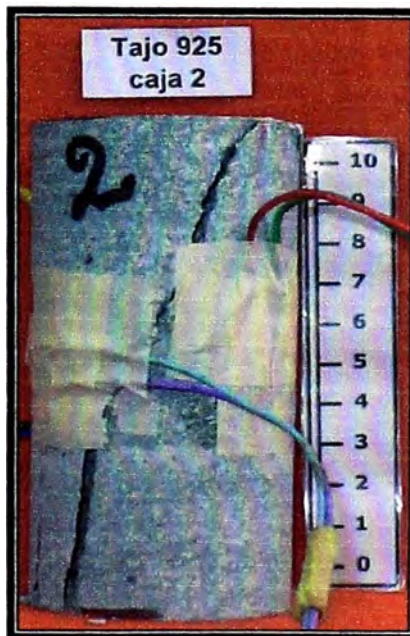




Antes:



Después:

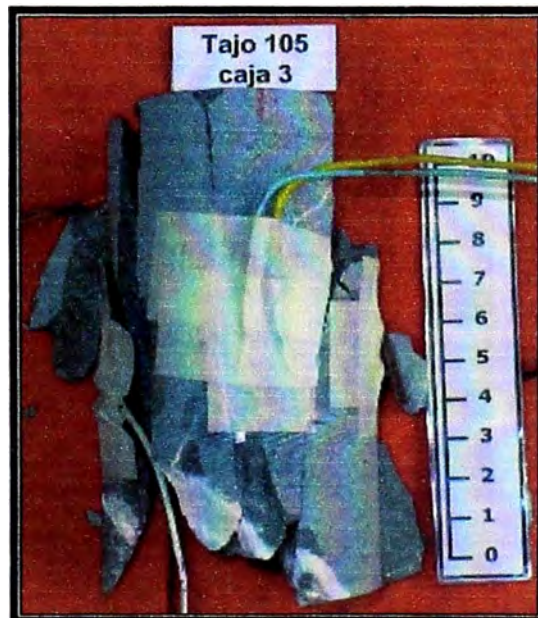




Antes:



Después:





Antes:



Después:



ANEXO VI

SALIDA NUMERICA DEL MODELAMIENTO

- ANALISIS DE LA CAJA TECHO

Define Material Properties [?] [X]

Material 1
 Caja Techo
 Veta
 Caja Piso
 Relleno

Name: Initial Element Loading: ▾

Material Colour: Unit Weight (MN/m³):

Elastic Properties

Material Type: ▾

Young's Modulus (MPa): Poisson's Ratio:

E1 (MPa): E2 (MPa): E3 (MPa):

v12: v13: v23:

Strength Parameters

Failure Criterion: ▾ Material Type: ▾

Intact UCS (MPa): Dilatation Parameter:

m Parameter (peak): m Parameter (resid):

s Parameter (peak): s Parameter (resid):

Stage Material Properties

Apply Factors

- ANALISIS DE LA VETA

Define Material Properties [?] [X]

Material 1 |
 Caja Techo |
 Veta |
 Caja Piso |
 Relleno |
 < | >

Name: Initial Element Loading: Field Stress Only

Material Colour: Unit Weight: (MN/m³)

Elastic Properties

Material Type: Isotropic

Young's Modulus (MPa): Poisson's Ratio:

E1 (MPa): E2 (MPa): E3 (MPa):

v12: v13: v23:

Strength Parameters

Failure Criterion: Hoek-Brown Material Type: Elastic

Intact UCS (MPa): Dilatation Parameter:

m Parameter (peak): m Parameter (resid):

s Parameter (peak): s Parameter (resid):

Stage Material Properties

Apply Factors

- ANALISIS DE LA CAJA PISO

Define Material Properties

Material 1 |
 Caja Techo |
 Veta |
 Caja Piso |
 Relleno

Name: Initial Element Loading: Field Stress Only

Material Colour: Unit Weight: (MN/m³)

Elastic Properties

Material Type: Isotropic

Young's Modulus (MPa): Poisson's Ratio:

E1 (MPa) E2 (MPa) E3 (MPa)

v12 v13 v23

Strength Parameters

Failure Criterion: Hoek-Brown Material Type: Elastic

Intact UCS (MPa): Dilatation Parameter:

m Parameter (peak): m Parameter (resid):

s Parameter (peak): s Parameter (resid):

Stage Material Properties

Apply Factors

- ANALISIS DEL RELLENO DEL TAJO

Define Material Properties [?] [X]

Material 1 |
 Caja Techo |
 Veta |
 Caja Piso |
 Relleno

Name: Initial Element Loading:

Material Colour: Unit Weight: (MN/m³)

Elastic Properties

Material Type:

Young's Modulus (MPa): Poisson's Ratio:

E1 (MPa) E2 (MPa) E3 (MPa)

v12 v13 v23

Strength Parameters

Failure Criterion: Material Type:

Tensile Strength (MPa): Dilatation Angle (deg):

Fric. Angle (peak) (deg): Fric. Angle (resid) (deg):

Cohesion (peak) (MPa): Cohesion (resid) (MPa):

Stage Material Properties

Apply Factors