

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



**“PROYECTO DE PROFUNDIZACION DEL PIQUE VERTICAL 790
OROYA DEL NIVEL 11 AL NIVEL 18 UNIDAD MINERA AMERICANA
CIA. MINERA CASAPALCA S. A.”**

TESIS

Para Optar El Título Profesional De Ingeniero De Minas.

Presentado Por El Bachiller:

FARFAN CCONISLLA RAUL

AYACUCHO –PERÚ

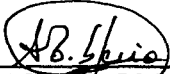
2015

Tesis
M749
Far
E.1

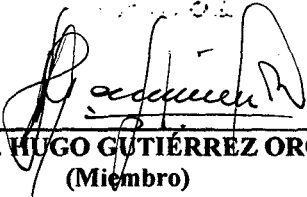
“PROYECTO DE PROFUNDIZACIÓN DEL PIQUE VERTICAL 790 OROYA DEL NIVEL 11 AL NIVEL 18 UNIDAD MINERA AMERICANA CIA. MINERA CASAPALCA S.A.”

RECOMENDADO : 30 DE NOVIEMBRE DEL 2015

APROBADO : 07 DE DICIEMBRE DEL 2015

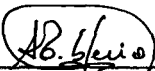

Mg. AVELINO PALMA GUTIÉRREZ
(Presidente (e))


Ing. GROVER RUBINA SALAZAR
(Miembro)

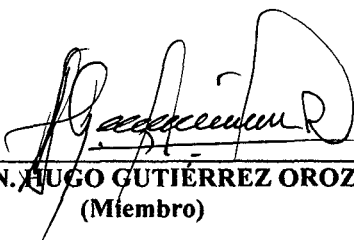

Dr. Ing. N. HUGO GUTIÉRREZ OROZCO
(Miembro)

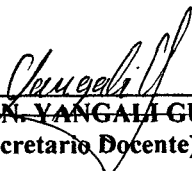

Ing. FLOR N. YANGALI GUERRA
(Secretario Docente)

Según el acuerdo constatado en el Acta, levantada el 07 de diciembre del 2015, en la Sustentación de Tesis presentado por el Bachiller en Ciencias de la Ingeniería de Minas Sr. Raúl FARFÁN CCONISLLA, con el Borrador de Tesis Titulado "PROYECTO DE PROFUNDIZACIÓN DEL PIQUE VERTICAL 790 OROYA DEL NIVEL 11 AL NIVEL 18 UNIDAD MINERA AMERICANA CIA. MINERA CASAPALCA S.A.", fue calificado con la nota de QUINCE (15) por lo que se da la respectiva APROBACIÓN.


Mg. AVELINO PALMA GUTIÉRREZ
(Presidente (e))


Ing. GROVER RUBINA SALAZAR
(Miembro)


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


Ing. FLOR N. YANGALI GUERRA
(Secretario Docente)

DEDICATORIA

El presente trabajo de investigación de tesis, se lo dedico a mis Padres: El Sr. Alejandro Farfán Alarcón, a mi Madre, la Sra. Felicitas Cconislla De Farfán por darme sus sabios consejos y apoyo constante.

A mis hermanos Aquiles, Rocky, Norma, Nemesia, Brígida, sobrina Militsa y una persona especial que ha brindado su compañía, comprensión y todo su apoyo incondicional en mi vida estudiantil mi pareja Irene Badajos De La Cruz y mis hijos Luis Daniel y Lyedmira Jhandy por darme las fuerzas para continuar con mi carrera profesional.

AGRADECIMIENTO

Mi más sincero agradecimiento A los profesores de la Escuela de Formación Profesional de Ingeniería de minas de la Universidad Nacional San Cristóbal de Huamanga, por sus sabias enseñanzas y consejos durante mi formación profesional. Al Ing. Juan Bellido Cerda (Superintendente General de Cía. Minera Casapalca – Unidad Americana), los Ingenieros de Cia. (Geología, Geomecanica, Planeamiento, Productividad, Jefe de Piques (Rubén Villalva), Jefe de proyectos Pique (Eduard Gago)), al Ing. Julio César Ramírez Huiman (Gerente General de la E. E. Los Tallanes Mining Group S.A.C.), el Ing. Antonio Arizábal Pino (gerente de operaciones), el Ing. Rafael Quicaño Suarez (ing. Residente), el Ing. Iván Dianderas Mandujano (ing. De seguridad), los Supervisores German Ururi Apaza, Edgar Arroyo Aguilar y Alejandro Bonifacio Félix; de igual forma a todos los trabajadores integrantes de la contrata LOS TALLANES MINING GROUP S.A.C., por sus desinteresados aportes, quienes hicieron posible la presentación del presente trabajo de investigación.

INTRODUCCION

El presente trabajo de Tesis es un informe técnico-económico del Proyecto de Construcción del Pique 790 Oroya llevado a cabo por Cía. Minera Casapalca S.A. ubicada en el distrito de Chicla, Provincia de Huarochirí y departamento de Lima; con la finalidad de mejorar el álgido problema de la extracción de mineral de los niveles inferiores en la zona de Oroya mediante el método de inclinados sucesivos, el cual que resulto lento y antieconómico.

Este informe describe los diferentes trabajos de diseño, planeamiento, excavación, instalación de elementos de sostenimiento, Obras Civiles y montaje de los equipo de izaje realizados durante la construcción y puesta en marcha del Pique 790 Oroya, obra que ha permitido contar con una capacidad de izaje de 30,000 Tm/mes en la zona de Oroya.

El Proyecto del Pique 790 Oroya consiste en la construcción de un Pique vertical de 356 metros desde el nivel 11 hasta el nivel 18, con 90° de gradiente, sección de 2.4 m. x 4.8 m., tres compartimientos para izaje con Skips de 5 Ton., Pockets de almacenamiento de 400 TN. Y una Cámara para un Winche de izaje de 750 H.P.

La ejecución de los trabajos del Pique 790 Oroya está a cargo de la empresa contratista LOS TALLANES MINING GROUP. SAC y se encuentra en un periodo de ejecución.

RESUMEN

El presente trabajo de tesis titulado “**Proyecto Profundización Del Pique Vertical 790 Oroya del nivel 11 al nivel 18 Unidad Minera Americana Cia. Minera Casapalca S. A. – 2014**” ha sido desarrollada por el suscrito con la finalidad de optar el Título de Ingeniero de Minas, así mismo de brindar un aporte técnico a la Compañía Minera Casapalca S.A., a la vez tratando de complementar las enseñanzas adquirida dentro de las aulas universitarias, con la práctica adquirida en el diario trabajo, de la labor minera.

El presente consta de VII Capítulos:

Capítulo I: Contiene los aspectos generales de la Mina Casapalca, referidos a la ubicación y accesibilidad, clima y vegetación, Antecedentes, Recursos, Fisiografía, Objeto del trabajo, Método del trabajo, planteamiento y justificación y Organización de la Empresa.

Capítulo II: Contiene reseña geológica del yacimiento que abarca la geología regional, estructural, local y económica, de manera muy detallada de la mina Casapalca.

Capítulo III: Explica el sistema de minado, labores mineras, método de explotación, personal, equipos empleados, y costos de explotación.

Capítulo IV: Trata de la evaluación, parámetros y selección de los sistemas de extracción de mineral.

Capítulo V: Consta del proceso de profundización del proyecto del pique vertical 790 Oroya, su ubicación, evaluación de las condiciones geomecánicas de la columna del pique a profundizar mediante la caracterización del macizo rocoso, distribución de discontinuidades, clasificación, esfuerzos y mapeo geomecánico, diseño de pique y componentes de izaje, su ejecución y sus costos unitarios y totales de construcción, y finalmente.

Capítulo VI: Evaluación económica y financiera en lo concerniente al proyecto de profundización del pique vertical 790 Oroya, valor de producción y mineral, vida de la mina, depreciación, costos de operación y producción, inversiones, cronogramas, y control del proyecto mediante el cálculo del VAN y el TIR.

Capítulo VIII: Sistema de gestión Integrado ISO 14001 y OHSAS 18001, consta de la implementación del sistema de gestión integrado de Casapalca iniciando así una nueva política de empresa en torno al medio ambiente seguridad y salud en el trabajo.

SUMARIO DEL CONTENIDO TEMÁTICO DE LA TESIS:

TITULO:

PROYECTO DE PROFUNDIZACION DEL PIQUE VERTICAL 790 OROYA
DEL NIVEL 11 AL NIVEL 18, UNIDAD MINERA AMERICANA CIA.
MINERA CASAPALCA S. A.

INDICE

Pág.

DEDICATORIA.

AGRADECIMIENTO.

INTRODUCCIÓN.

RESUMEN.

CAPÍTULO I. ASPECTOS GENERALES.

1.1 Ubicación y acceso	6
1.2 Clima y vegetación.	8
1.3 Antecedentes.	8
1.4 Recursos.	9
1.5 Objeto del trabajo.	10
1.6 Método del trabajo.	10
1.7 Fisiografía.	11
1.8 Organización de la empresa.	12

CAPÍTULO II. GEOLOGÍA.

2.1 Geología regional.	13
2.1.1. Estratigrafía.	13
2.2 Geología estructural.	19
2.3 Geología local.	19
2.4 Geología económica.	20
2.4.1. Génesis y paragénesis.	20

2.4.2. Mineralización.	20
2.4.3. Zoneamiento.	20
2.4.4. Alteraciones.	21
2.4.5. Estructuras mineralizadas.	22
2.4.6. Cubicación de reservas.	28
2.4.7. Reservas minerales.	33
2.5. Posibilidades geológicas del yacimiento.	38

CAPÍTULO III. MINERÍA.

3.1 Sistema de minado.	46
3.2 Labores mineras.	46
3.3 Método de corte y relleno ascendente convencional.	47
3.3.1. Condiciones de aplicación.	48
3.3.2. Preparación.	48
3.3.3. Ciclo de explotación.	48
3.3.3.1. Perforación – Voladura.	48
3.3.3.2. Limpieza.	51
3.3.3.3. Sostenimiento.	53
3.3.3.4. Relleno.	54
3.4 Método de corte y relleno ascendente mecanizado con taladros largos.	56
3.4.1. Condiciones de aplicación.	56
3.4.2. Preparación.	57
3.4.3. Ciclo de explotación.	57
3.4.3.1. Perforación – Voladura.	57
3.4.3.2. Limpieza.	62
3.4.3.3. Sostenimiento.	62
3.4.3.4. Relleno.	64
3.5 Equipo empleado.	68
3.6 Rendimientos.	71
3.7 Costos de explotación.	71

**CAPÍTULO IV. EVALUACIÓN DE LOS SISTEMAS DE
EXTRACCIÓN EN PROFUNDIDAD.**

4.1	Evaluación de los sistemas de extracción.	72
4.1.1.	Extracción por inclinados.	72
4.1.2.	Extracción por rampas.	78
4.1.3.	Extracción por piques verticales.	87
4.2	Parámetros en la selección del sistema de extracción.	90
4.2.1.	Reservas de mineral.	90
4.2.2.	Eficiencia de la extracción.	92
4.2.3.	Costo de la infraestructura.	92
4.2.4.	Tiempo de ejecución.	92

**CAPÍTULO V. PROYECTO DE PROFUNDIZACIÓN DEL PIQUE
VERTICAL 790 OROYA DEL NIVEL 11 AL NIVEL 18.**

5.1.	Ubicación.	93
5.2.	Evaluación Geomecánica De La Zona Del Pique	94
5.3.	Objetivo y Alcance.	95
5.3.1	Aspectos técnicos	95
5.4.	Área del Pique.	95
5.4.1.	Registro de Datos.	95
5.5.	Clasificación de la masa rocosa.	98
5.6.	Resistencia de la roca.	100
5.6.1.	Resistencia de la roca intacta.	100
5.6.2.	Resistencia de la masa rocosa.	100
5.7.	Condiciones De Agua Subterránea.	100
5.8.	Calculo de Esfuerzos In Situ.	101
5.9.	Planos de Construcción Pique.	116
5.10.	Diseño de los componentes de izaje.	117
5.11.	Construcción del pique vertical.	131
5.11.1.	Trabajos Preliminares.	131
5.11.2.	Profundización del pique con chimenea piloto.	138
5.11.3.	Profundización ciega del pique.	141

5.12. Soporte Del Pique 790.	146
5.12. Estructuras De Soporte	146
Costos unitarios de construcción.	150
Costo de Profundización de pique.	169

CAPÍTULO VI. EVALUACIÓN ECONÓMICA - FINANCIERA:

6.1. Inversiones.	176
6.2. Cronograma de Inversiones.	178
6.3. Financiamiento de la Inversión.	178
6.4. Costos de Construcción y Operación Pique.	181
6.5. Flujo de caja Proyectados.	181
6.6. Evaluacion Economica - Financiera.	181
6.7. Analisis de Sensibilidad.	185

CAPÍTULO VII. SISTEMA DE GESTION DE SEGURIDAD Y MEDIO AMBIENTE:

7.1. Descripción.	186
7.2 Conceptos Básicos	187
7.3 Política Masst.	191
7.4 Proceso de Certificación Iso 14001.	193
7.5 Proceso de Certificación Ohsas 18001.	194

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES.

BIBLIOGRAFÍA:

ANEXOS:

CAPÍTULO I

ASPECTOS GENERALES

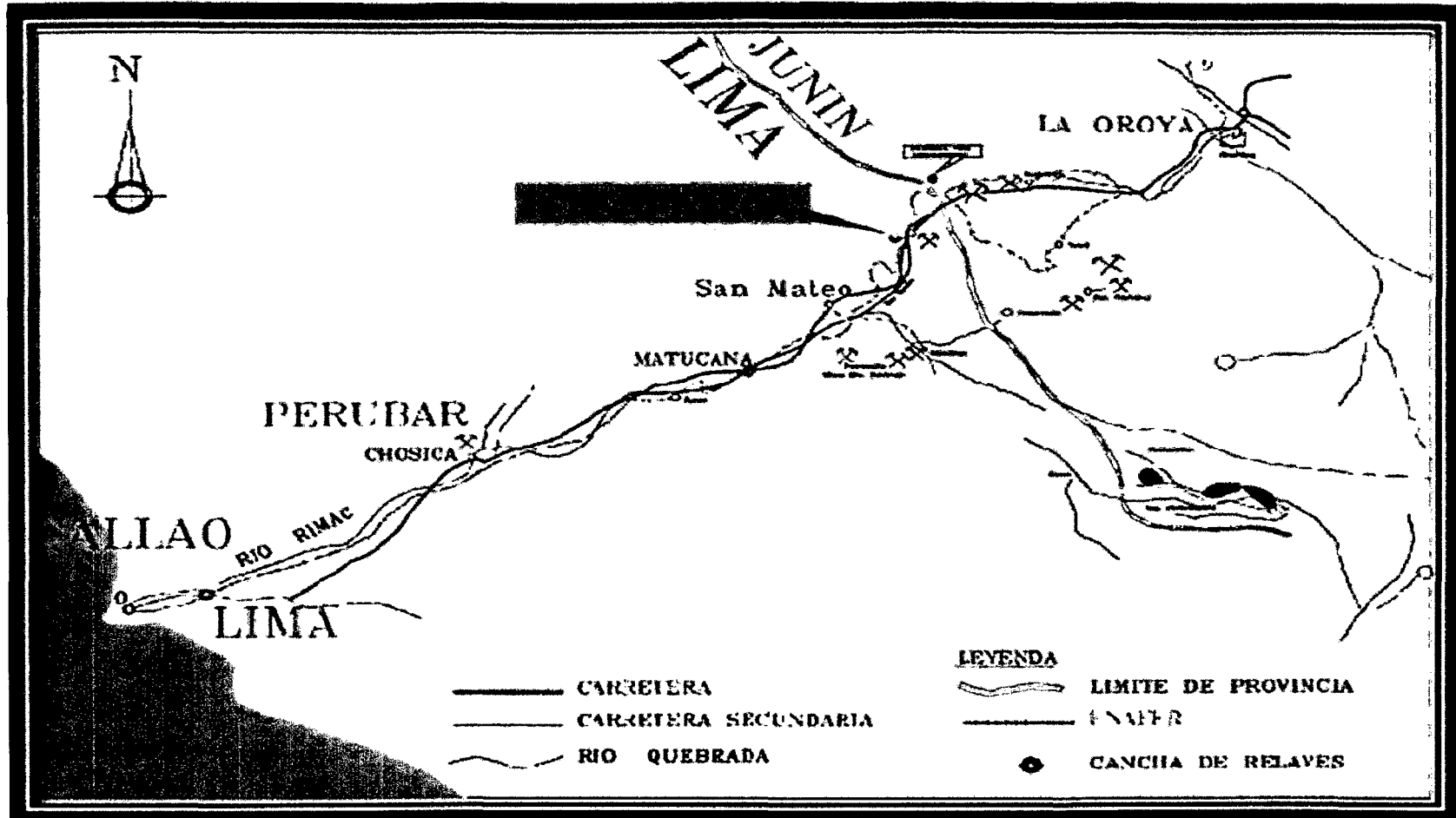
GENERALIDADES

1.1. UBICACIÓN Y ACCESO:

Su accesibilidad es mediante carretera asfaltada siguiendo la ruta Lima – Casapalca con una distancia aproximada de 117 Km; donde se encuentra la Empresa Minera Yauliyacu S.A; de donde se continúa por una carretera afirmada de 05 Km. Que sube por la quebrada Carmen hacia el S.E. y que conduce a la Cía. Minera Casapalca, con un tiempo recorrido total de 03 horas.

Norte	8'710,455.60
Este	366,761.70
Latitud	11°30'20" sur
Longitud	76°10'15" oeste
Cota	4200 m.s.n.m.

MAPA DE UBICACIÓN DE LA MINA CASAPALCA



1.2.CLIMA Y VEGETACIÓN.

En la zona minera se aprecian dos estaciones bien definidas:

La temporada de lluvias comprendida entre los meses de Diciembre a Marzo, caracterizada por fuertes precipitaciones y presencia de nieve con una temperatura de 10°C y disminuyendo esta hasta 0°C. Con una precipitación anual de 700 mm.

La temporada seca el resto del año caracterizado por un clima seco casi en su totalidad. La altitud y sequedad de la atmósfera determinan un alto grado de evaporación, que es relativamente alta, la dirección predominante del viento, especialmente de los vientos fuertes, es desde el Oeste a Este alcanzando velocidades de 30 Km/hora.

Las especies presentes en cada uno de los ecosistemas le dan la apariencia característica: pajonales con gramíneas en manojos que dominan sobre el resto de especies acompañantes, matorrales con vegetación de porte bajo y mediano como mutuy (*cassia hookeriana*), *Chillca* (*Baccharis* sp) y algunas plantas medicinales, pedregales con presencia de “pajas”, ortigas y *margiricarpus* creciendo sobre las piedras.

La cobertura vegetal en los ambientes naturales es bastante alta siendo pajonal en un 82.50%, matorral y pedregal en un 65% a 88%. Esta zona tiene una pendiente bastante pronunciada.

1.3.ANTECEDENTES.

En el año 1,961 La Compañía Minera Cerro de Pasco Corporation adquirió los derechos mineros de la mina Casapalca, explotando sus recursos minerales hasta 1,968 con una producción de 2,500 TM/mes.

En 1,969 el estado Peruano crea la empresa estatal CENTROMIN PERU y adquiere todas las propiedades de la compañía Cerro de Pasco Corporación incluyendo la mina Casapalca e inicia una nueva modalidad de trabajo.

En 1,987 la empresa Centromin Perú cierra operaciones y vende los derechos a la Compañía Minera Casapalca S.A., empresa privada que inicia sus operaciones con una producción de 2,500 TM/mes y continua trabajando con un

aumento constante de la producción hasta llegar a una producción de 45,000 TM/mes en el año 2004.

A partir del año 2,005 la Compañía Minera Casapalca inicia un nuevo Programa de ampliación de sus operaciones, mecanizando la zona de cuerpos con equipo Trackles, construcción del Pique Patty en la zona de esperanza, Profundizando el Pique Soledad y Pique 790 en la zona de oroya, renovando el equipo de acarreo y mejorando la productividad de la mina hasta alcanzar una producción record de 100,000 Tm/mes en el año 2007.

Actualmente la Cía. Minera Casapalca, Unidad Americana, viene produciendo 150, 000 TM/mes con perspectivas de alcanzar el fin de año una producción de 180,000 Tm/mes. Con la construcción del Pique Vertical 650 Álex y Pique Vertical 790 Oroya.

1.4.RECURSOS.

Los recursos con que cuenta la localidad de Casapalca son:

- **Recurso Suelo**

Cuenta con suelos netamente agrícolas a secano y con riego, con frecuencia se encuentran las siguientes especies forestales entre exóticas y nativas que constituyen pequeños bosques de tipo natural, como: mutuy (cassia hookeriana), chilca (baccharis sp), especies exóticas en porcentaje como: eucaliptos (eucaliptus glóbulos), ciprés (cupresuss macro carpa). Dichas plantas de especies forestales son destinadas para diversas actividades de uso familiar y comunal, especialmente en la construcción de viviendas (techos, vigas, puertas), también como combustible leña en su mayoría.

- **Recurso Pastos Naturales**

Corresponde aproximadamente 80 % de pastos naturales para la crianza de animales; tales como ovinos, vacunos, camélidos (llamas, alpacas), los pastos naturales que predominan en la zona son: Soqlla (bromus cataharticus), ichu (stipa ichu).

- **Recurso Hídrico**

La localidad de Casapalca, por su ubicación a orillas del río Rímac, y a faldas de la cordillera de los andes, cuenta con el recurso hídrico suficiente para su consumo e industria minera.

- **Recurso Mineral**

El Recurso Mineral es la principal fuente de desarrollo en la zona, teniendo como principal objetivo la extracción de minerales poli-metálicos imponente en todo el asiento minero central de la Cía. Minera Yauliyacu S.A. y Cía. Minera Casapalca S.A. respectivamente.

1.5.OBJETO DEL TRABAJO.

GENERALES

1. Renovar el sistema de extracción en la zona de Oroya.
2. Excavación del Pique Vertical 790 Oroya

ESPECIFICOS

1. Mejorar la productividad y la eficiencia de extracción.
2. Disminuir los costos de Operación Mina
3. Evaluar un Proyecto de Inversión en el sector minero
4. Optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas

1.6. MÉTODO DE TRABAJO.

En el desarrollo del presente trabajo de investigación, se ha realizado dos etapas importantes las cuales son:

- a) La primera de campo, consistente en la recopilación de datos relacionados a la operación de minado, datos geológicos y topográficos.
- b) La segunda, consistió en el desarrollo y evaluación de estos datos para elaboración de la tesis.

1.7. FISIOGRAFÍA.

La mina se encuentra situada en el cinturón volcánico de la cordillera occidental andina, muestra un relieve relativamente empinada, cuyas pendientes evidencian profunda erosión. Es evidente que el relieve ha sido modelado por acción glacial mostrándose en cotas más elevadas la presencia de nieve perpetua.

El afluente principal de la zona, es representado por el río Rímac surca de Este a Oeste drenando dendriticamente hacia el Océano Pacífico.

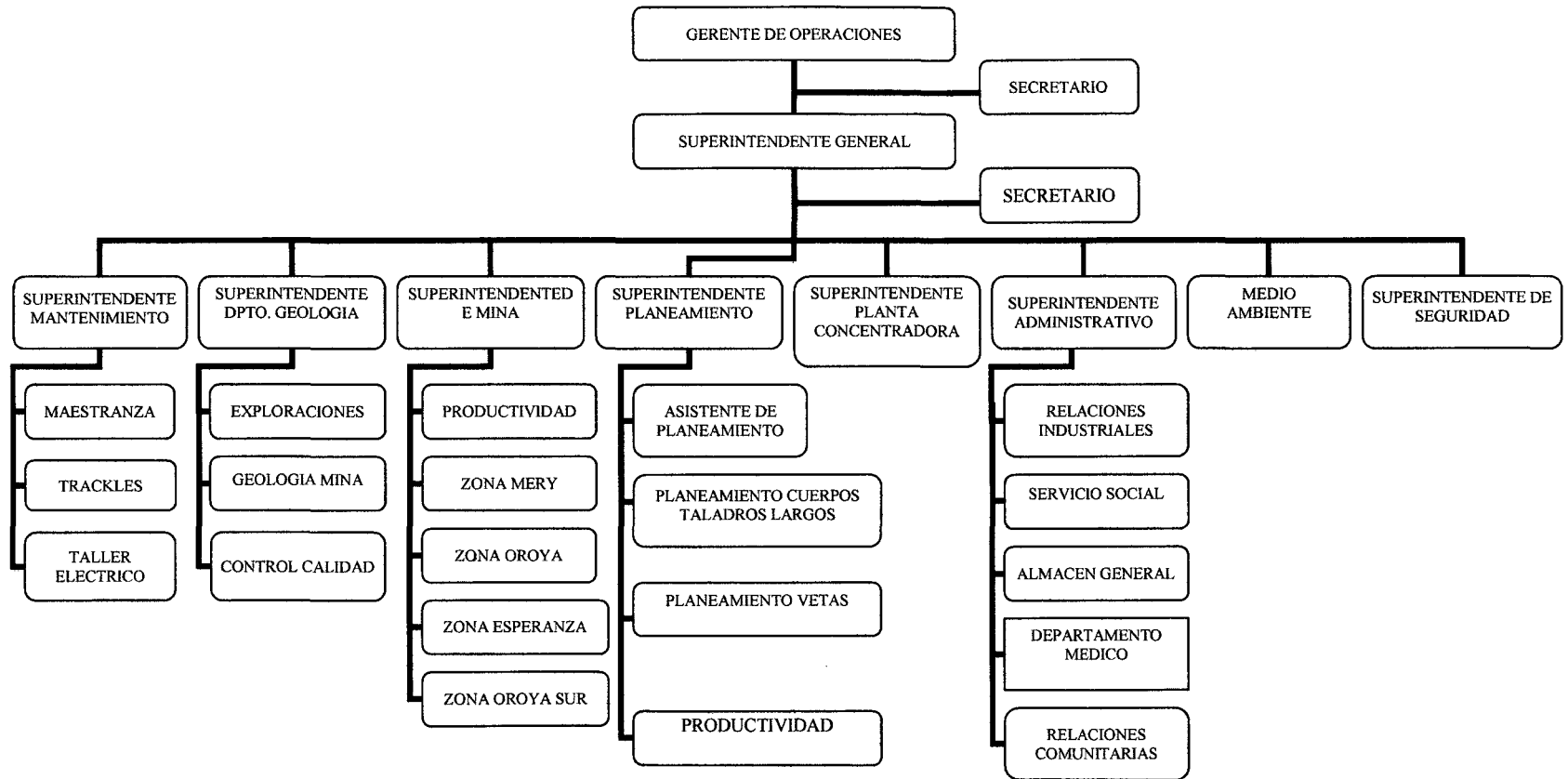
1.8. ORGANIZACIÓN DE LA EMPRESA.

La compañía minera Casapalca S. A., está organizada conforme a los lineamientos de una sociedad anónima, donde las jerarquías y responsabilidades están claramente definidas y la disciplina mantenida, conforme se puede apreciar en el organigrama mostrado. Para los trabajos de minado, se ha organizado teniendo como base la organización general y la modalidad de ejecución de los trabajos por compañía y contrata.

Las labores de minado, lo realizan personal de compañía como de contratas según su requerimiento y especialidad.

En cuanto a la planificación, diseño, controles técnicos y administrativos, la compañía asume esas responsabilidades para el desarrollo de la operación.

ORGANIGRAMA DE OPERACIONES EN COMPAÑIA MINERA CASAPALCA S. A.



Lamina N° 1

CAPITULO II

GEOLOGÍA

2.1 GEOLOGIA REGIONAL

La mina Casapalca se encuentra situada en La secuencia estratigráfica del distrito está constituida tanto por rocas sedimentarias como volcánicas interestratificadas, cuyas edades fluctúan desde el cretácico hasta el cuaternario. La estructura del distrito cuyos ejes se orientan paralelamente a la dirección general del cinturón volcánico de la Cordillera Occidental Andina, cuyo relieve presenta fuertes pendientes y erosión profunda, modelado por la acción glacial y presencia de nieve perpetúa en las cotas más elevadas. (Ver anexo plano N° 1)

2.1.1. ESTRATIGRAFIA

La Columna estratigráfica de le región está conformada principalmente por areniscas, lutitas calcáreas, calizas, brechas, rocas volcánicas, tufos y lavas, las cuales alcanzan un espesor aproximado de 5,400 m. (Ver lamina N° 2)

2.1.1.1 FORMACIÓN GOYLLARISQUISGA

Son las rocas más antiguas reconocidas en el distrito, constituida por cuarcitas de color blanco de grano fino con intercalaciones y mantos de carbón. Su afloramiento se ha reconocido solo en la quebrada Huayamay o Carboneacu, cerca de la entrada del túnel Graton.

2.1.1.2 FORMACIÓN MACHAY

Se encuentra en concordancia sobre la formación Goyllarizquisga, constituida por calizas gris claras, también llamadas Calizas Jumasha. También afloran en la vecindad del túnel Graton.

2.1.1.3 FORMACIÓN BELLAVISTA

La formación Bellavista consiste en una serie de tufos volcánicos intercalados con calizas grises. En los niveles inferiores de la Mina Casapalca se encontró unos horizontes de anhidrita intercalados con lutitas.

2.1.1.4 FORMACIÓN RÍO BLANCO

La formación Río Blanco consiste en una serie de tufos bien estratificados que descansa concordantemente sobre la formación Bellavista. Los volcánicos de Río Blancos debe ser una de las rocas más jóvenes del Perú.

2.1.1.5 FORMACIÓN CASAPALCA.

Aflora en el sector norte y sur del campamento Carmen, constituye la formación más antigua que aflora en el área y forma el amplio anticlinal Casapalca que es cortado por el río Rímac.

Esta formación está compuesta por una serie de rocas sedimentarias de ambiente continental y se divide en dos miembros:

a) Miembro Capas Rojas

Se caracteriza por presentar intercalaciones de lutitas y arenisca calcáreas con coloraciones rojizas debido a las diseminaciones de hematita.

b) Miembro Carmen

Sobre yaciendo a las capas rojas se encuentra una serie de paquetes de conglomerados y calizas intercaladas con capas de areniscas, lutitas, tufos y aglomerados volcánicos con una potencia que varía de 80 a 200 m.

2.1.1.7. FORMACIÓN CARLOS FRANCISCO.

Aflora en el sector este del campamento Carmen, compuesta por rocas volcánicas que supra yacen discordantemente a la formación Casapalca. Esta formación ha sido dividida en:

a) Volcánicos Tablachaca.

Se caracteriza por presentar rocas volcánicas porfíricas de color gris-rojizas del tipo andesítico.

b) Volcánicos Carlos Francisco.

Se caracteriza por presentar rocas volcánicas afaníticas tipo andesítico, de color gris principalmente.

c) Tufos Yauliyacu.

Son tufos volcánicos de color rojizo intenso los cuales supra yacen al miembro Carlos Francisco.

2.1.1.8 FORMACIÓN BELLAVISTA.

Unidad Estratigráfica que aflora al S y SE del campamento Carmen, la cual se caracteriza por presentar rocas calcáreas (calizas, margas) de color gris a negro, las cuales supra yacen discordantemente a la formación Carlos Francisco.

2.1.1.9 DEPÓSITOS CUATERNARIOS.

En la región Casapalca existen una serie de depósitos glaciares y conos de escombros de formación reciente. Estos son:

a) Pleistoceno.

Debajo de los depósitos glaciares recientes existen potentes series de morrenas terminales a elevaciones aproximadas de 4300 a 4500 m.s.n.m.

b) Reciente:

Formado por materiales consolidados de clastos angulosos de diversos tamaños, que forman conos y taludes.

COLUMNA ESTRATIGRÁFICA

ERATEMA	SISTEMA	SERIE	UNIDAD LITOESTRATIGRÁFICA	GRUPOR (m)	LITOLOGÍA	DESCRIPCIÓN		
CENOZOICA	CUATERNARIO	HOLOCENA	Depósitos aluviales			Arenas, gravas y limos.		
		PLEISTOCENA	Depósitos glaciares			Marronas		
	NEÓGENO	PLIOCENA	Grupo Patacancha	Formación Matada	50		Capas lacustrinas arenas y limos poco consolidadas.	
				Formación Ushno	100		Conglomerados fluviales.	
				Formación Ingañasi	50		Tobas blancas calcáreas.	
				Formación Yanacancha	250		Lavas, brechas, conglomerados andesíticos.	
	PALEÓGENO	MIOCENA		Formación Huarochiri	400		Tobas riolíticas y riolíticas con intercalaciones de areniscas.	
				Formación Milotingo	400		Lava andesítica a dacítica, areniscas volcánicas	
				Formación Castrovirreyna	150		Volcánico - sedimentario con intercalaciones de tobas.	
		OLIGOCENA		Grupo Sacsaqueo		2015		Tobas riolíticas soldadas, lavas y areniscas volcánicas
		EOCENA	SUP.		Formación Tantarà	100		Andesita / Riolita
			MED.					Derrames andesíticos a riolíticos, gris verdoso.
		PALEOCENA					Disc. eros.	
	MESOZOICA	CRETÁCEO	SUPERIOR		Formación Casapalca	4000		Lutitas, areniscas, limolitas y conglomerados de color rojo.
Formación Celendin					400		Dioritas.	
Formación Jumasha					400		Calizas pardo amarillentas con margas calcáreas, yeso	
Formación Panatambo					120		Calizas compactas en estratos gruesos a dolgados.	
Formación Chilesco					220		Calizas, lutitas de color negro férido.	
INFERIOR			Grupo Cuyabambilla	Formación Pariahuanca	260		Calizas gris pardo amarillentas y margas calcáreas.	
				Formación Farral	700		Calizas y margas calcáreas.	
				Formación Carhuaz	450		Areniscas de grano medio blanco a gris rojo.	
				Formación Santa	100		Areniscas con intercalaciones de lutitas violáceas.	
				Formación Chamú	400		Caliza gris y arcillitas abigarradas.	
JURÁSICO		MEDIA		Formación Chaucha	300		Cuarzitas grises con intercalaciones de material bituminoso.	
				Formación Cercapuquio	322		Lodolitas y limolitas calcáreas, calizas y dolomitas.	
		INFERIOR	Grupo Pucará	Formación Condorsinga	1000		Areniscas de grano fino a grueso color blanco a gris.	
Formación Aramachay		400			Calizas gris azulada con presencia de venillas de calizas.			
Formación Chamberá		300			Intercalaciones de caliza con nódulos calcáreos y limonita. Lutitas carbonosas.			
TRIÁSICO	SUPERIOR				Calizas micríticas con nódulos de chert.			
PALEOZOICA	PERMIANO	SUPERIOR	Grupo Mitu	1700		Disc. ang.		
		INFERIOR	Grupo Copacabana	150		Secuencia rítmica molásica, conglomerados con clastos de volcánicos.		
	CARBONIFERO	SUPERIOR	Grupo Tarma	1300		Intrusivos y brechas volcánicas.		
		INFERIOR	Grupo Ambo	900		Areniscas, calizas y lutitas de color brunoáceo.		
	DEVONIANO	SUPERIOR	Grupo Cabanillas	780		Lutitas y limolitas grises con intercalaciones de areniscas		
		MEDIA				Monzogranitos, granitos.		
	INFERIOR	Conglomerados, molas rítmicas, areniscas feldespáticas.						
	SILURIANO ORDOVICIANO					700	Disc. ang.	
			Metasedimentitas no diferenciadas	700		Filitas con escasas intercalaciones de cuarzo, negro grisáceas, basaltos, metatoba y mármoles.		

Lamina N° 2

2.1.1.10 ROCAS IGNEAS.

Las rocas ígneas, provienen de los magmas, que se pueden definir como la materia rocosa fundida, los magmas expulsados por los aparatos volcánicos (lavas) se encuentran compuestos por una compleja fase líquida solicitada que en muchos casos predominan.

A). CARACTERÍSTICAS DE LAS ROCAS IGNEAS PLUTÓNICAS (INTRUSIVAS).

Son rocas ígneas cuya composición mineralógica indica que la cristalización se ha realizado en condiciones de enfriamiento lento a profundidad no inferior a varios centenares de metros hasta los 20 km. Las masas de rocas plutónicas varían enormemente en forma y en extensión, los más pequeños son diques y venas de algunos centímetros de ancho, los mayores afloran en forma continua en extensiones que se miden en centenares de km.

B). CARACTERÍSTICAS DE LAS ROCAS VOLCÁNICAS (EXTRUSIVAS).

Son rocas ígneas cuya composición mineralógica indica que la cristalización se ha realizado en condiciones de enfriamiento de grado medio ocurrido en la superficie terrestre. Varías en espesor desde unos cuantos centímetros a varias decenas de metros y rara vez superan en longitud el centenar de km.

C). ROCAS INTRUSIVAS

Las rocas intrusivas en el distrito de Casapalca son de carácter hipabais y muy jóvenes y semejantes entre sí. Esencialmente ocurren como diques o pequeños stocks de andesita porfirítica que intuyen al pórfido Carlos Francisco como el caso del Pórfido “Taruca” o las Capas Rojas como la “Andesita Veintiuno” el “Pórfido Victoria” y el “Pórfido Diorítico del Monte Meiggs”, al NE del distrito. Además comprende cuerpos pequeños, hipabisales y sills de diorita, tonalita y andesita que afloran en el SW del campamento.

2.2. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL.

2.2.1. ANTICLINALES – SINCLINALES.

Los más importantes, son el gran sinclinal Pumatara - Aguascocha, el anticlinal Casapalca y el anticlinal de Antupuquio, todos con una dirección NW-SE.

Este conjunto de plegamientos controlan todo el fallamiento y fracturamiento transversal al eje del sinclinal, que es la principal estructura, debido a que la mineralización se realizó en estas estructuras.

2.2.2. FALLAS Y FRACTURAS.

Las estructuras más importantes en el distrito minero de Casapalca, son las fallas perpendiculares al eje del sinclinal Pumatara - Aguascocha, las cuales tienen dirección N-S y se encuentran rellenadas por soluciones hidrotermales.

2.3. GEOLOGÍA LOCAL.

En la zona de Casapalca se presentan las unidades morfológicas siguientes:

Piso Valle.

Se encuentra ubicado a través de toda la quebrada Carmen, el cual se emplaza entre los 4,100 y 4,500 m.s.n.m. con pendientes moderadas de 25° - 30° y una longitud de 02 Km. Hasta su confluencia con el valle del río Rímac. El piso valle se caracteriza por estar compuesto de materiales coluviales y morrénicos.

Montañas del Norte y Sur.

Se encuentran al norte y al sur de la quebrada Carmen, se caracterizan por presentar fuertes pendientes entre los 4,200 y 4,700 m.s.n.m. compuestas por materiales sedimentarios en las zonas bajas y volcánicas en las zonas altas.

Circo Glaciar.

Se encuentra emplazada al este del campamento Carmen, entre los 4,600 y 4,700 m.s.n.m. con una pendiente moderada a llana, en el cual se emplaza una laguna glaciar, con un piso compuesto por materiales morrénicos.

Montañas del Este.

Se encuentra emplazada al este del campamento Carmen, formada por pendientes abruptas y accidentadas entre los 4,600 y 5,200, compuestas por rocas sedimentarias y volcánicas.

2.4. GEOLOGÍA ECONÓMICA.

2.4.1. GÉNESIS Y PARAGÉNESIS.

La mina Casapalca es un yacimiento poli metálico del tipo “cordillerano” con minerales, cuya génesis es a partir de los fluidos hidrotermales que traen los iones metálicos y rellenaron las fracturas con sulfuros y sulfosales Ag, Pb, Zn y Cu, dando lugar a vetas y cuerpos mineralizados.

2.4.2. MINERALIZACIÓN.

En la zona de las vetas, la mina Casapalca es productora de plata (tetrahedrita, freibergita), de plomo (galena), zinc (esfalerita), y cantidades menores de cobre (calcopirita), los cuales son los minerales de mena de mayor abundancia. Los minerales de ganga están representados principalmente por pirita, calcita, rodocrosita y cuarzo.

En la zona de cuerpos, la mina Casapalca es productora principal de zinc (Marmita y Esfalerita) y en menor cantidad plata (tetrahedrita), plomo (galena) y cobre (calcopirita). Los minerales de ganga están representados principalmente por pirita, calcita y cuarzo.

2.4.3. ZONEAMIENTO.

El zoneamiento más definido es en dirección horizontal, en la vertical está relacionado a la presencia de argentita, pirargirita y otras sulfosales acompañadas de pirita y cuarzo en los niveles superiores de la mina.

De acuerdo a estudios realizados por H. E. Mackinstry, J. A. Noble y otros, basados en cambios mineralógicos relacionados a las temperaturas de formación de los minerales y en la extensión e intensidad de la alteración de las rocas encajonantes, determinaron tres zonas, cuyas características son las siguientes:

a) El mineral consiste de abundante esfalerita con poca galena y tenantita (As_4S_{13} (Cu, Fe, Zn, Ag)¹², calcopirita (S_2CuFe) es común, la piritita está presente en cristales cúbicos, huebnerita (WO_4Mn) y arsenopirita ($SFeAs$) se encuentran ocasionalmente.

b) Los minerales de ganga son: cuarzo y calcita. La calcita pura ocurre en los extremos de la zona.

Las rocas de la formación Casapalca están fuertemente silicificadas, además presentan diseminaciones de piritita cúbica y nódulos de epidota. La zona de alteración se extiende aproximadamente 400 m. de las vetas.

2.4.4. ALTERACIONES.

Alteración Hidrotermal, la alteración de las rocas encajonantes muestra una estrecha relación con la distribución zonal de los minerales. La roca está intensamente silicificada y piritizada hasta una distancia de 400 m. fuera de las vetas, luego la alteración decrece hasta aproximadamente 30 m. y en algunas zonas es solamente de algunos centímetros.

Desde el punto de vista general, la alteración de la roca encajonante sigue una secuencia normal, que va de la propilitización a cierta distancia de las vetas a la piritización, sericitización y silicificación cerca de ellas.

Las rocas volcánicas extrusivas, en las zonas de mayor alteración (cerca de la veta), son de color gris claro conformadas por cuarzo, piritita y feldespatos alterados a sericita, no siendo estos distinguibles macroscópicamente. A mayor distancia de la veta, la epidotización es común y los cristales de feldespatos son visibles. Los ferro magnesianos son alterados a clorita y epidota con presencia de piritita.

Las capas rojas y los conglomerados en la zona central de la mina, están intensamente alteradas, extendiéndose la silicificación y piritización por varias docenas de metros. La piritita se presenta en cristales cúbicos y en delgadas vetillas hacia el sur, en la sección aguas calientes, la alteración es menos intensa. La roca se presenta blanqueada hasta unos 10 a 15 m. en las proximidades de las vetas, la

silicificación no es muy intensa. En las zonas de alteración moderada la roca está epidotizada.

2.4.5. ESTRUCTURAS MINERALIZADAS.

a) VETAS:

En la zona se presentan varias vetas casi paralelas, siendo las principales:

1. Veta Esperanza.

La veta aflora en forma continua en unos 520 m. de longitud continuando al SW en fractura y cobertura aluvial y hacia el NE bajo cobertura coluvial y aluvial. Las características de esta veta son:

Tipo = Filoneano, Cimoidal.

Visible = 520 m.

Potencia = 0.10 – 1.50 m.

Rumbo = N 45° - 70° E.

Buzamiento = 65° - 88° NW.

Mineralización = Galena, Blenda, Cuarzo, Óxidos de manganeso.

Alteración = Piritizada, acción de pirita.

En el sector central del afloramiento presenta un lazo cimoidal de unos 230 m. de longitud con un ramal principal al piso, uno al centro y otro al techo, estos últimos entrelazados, destacando como estructura y por su potencia el ramal entrelazado que nace en el ramal centro y continúa en el techo en una longitud de afloramiento visible de unos 100 m. y potencia de 0.50 – 1.50 m. con abundante cuarzo y óxidos de manganeso. Destaca también un área de unos 40 x 30 m. con diseminación y vetillas con pirita y limonitas, ubicado en la base del ramal cimoidal piso o veta principal.

- **Veta Esperanza – Esperanza:** veta angosta reconocida en 1.50 km de longitud, con rumbo N35° - 40°E, con buzamiento 72° - 75°NW, potencias de 0.30 – 0.70 m con mineralización de tetraedrita, galena, esfalerita y como ganga carbonatos, la roca caja consiste en capas de arenisca y lutitas pertenecientes a la formación Casapalca.

- **Veta Esperanza piso – Esperanza:** estructura angosta, lazo cimoide de la veta Esperanza con rumbo N50°E y buzamiento 73°NW, potencia de 0.20 – 0.60 m con mineralización de tetraedrita, galena, esfalerita y como ganga carbonatos, la roca encajonante conformada por areniscas perteneciente a la formación Casapalca.
- **Veta Mariana – Mercedes – Mariana:** veta de 3.5 km de longitud con rumbo E –W, con buzamiento 54° - 60°N potencia variables de 0.40 – 1.50 m con mineralización de tetraedrita, galena, esfalerita y como ganga carbonatos, la roca encajonante son las areniscas y lutitas de la formación Casapalca y volcánicos andesítico porfirítico de la formación Carlos Francisco.
- **Veta Escondida- Esperanza:** veta angosta con rumbo N45°E y buzamiento 60° - 75°NW con potencia variables de 0.20 – 0.40 m con mineralización de tetraedrita, galena esfalerita y como mineral de ganga cuarcita, calcita y pirita. La roca caja es volcánico andesítico, porfirítico, de la formación Casapalca.

2. Veta Oroya.

Tiene una extensión de 1,300 m. desde el extremo oeste hasta el punto de inflexión (coordenada N 879650, E 368250), aquí se inician dos ramales: Ramal Nor – Este que corresponde a la veta Oroya 1, veta Oroya Este, la cual alcanza una extensión de 1,400 m. Ramal Sur – Oeste, que corresponde a la veta Oroya principal Americana, prolongación Eloida, alcanza una extensión de 1,500 m. Además la veta Oroya principal presenta un gran lazo cimoide que da origen a dos ramales veta Oroya Piso y veta Oroya Techo respectivamente. Igualmente el punto de inflexión de las vetas se encuentra muy cerca de la falla Eloida que complica el aspecto estructural de las vetas.

- **Veta oroya - oroya:** estructura con rumbo N50° - 85°E buzamiento 60° - 62°NW; con desarrollo de galerías se ha reconocido 2 km en su rumbo y 900 m de altura, su roca encajonante es volcánico andesítico, textura porfirítica, color gris oscuro a claro. La veta oroya presenta potencia

variable de 0.40 – 5.0 m. su mineralogía económica está constituida por tetraedrita, galena, esfalerita y como ganga carbonatos.

- **Veta oroya piso - oroya:** estructura reconocida en longitud de 1 km y altura de 600; presenta rumbo N50° - 85°E y buzamiento 68° - 72°NW; está emplazada en roca volcánica andesítica, textura, porfirítica de color gris oscuro a claro del miembro Carlos Francisco, al extremo Este la roca encajonante son tufos claro a rojos. La veta oroya piso presenta potencias de 0.30 – 6. 0 m con mineralización de esfalerita, galena, tetraedrita, calcita y rodocrosita.
- **Veta oroya CT - oroya:** estructura adyacente al techo de la veta oroya, en sectores donde presenta grandes potencias y donde la mineralización económica se emplaza en los hastiales techo – piso, tienen rumbo N80° - 85°E, buzamiento 63°NW, roca encajonante volcánico, andesita; textura porfirítica, color gris oscuro a claro, con horizontes ligeramente argilizados, con potencia variables de 0.50 – 0.90 m con mineralización de tetraedrita, galena, esfalerita, pirita y carbonatos.
- **Veta Tensional - oroya:** es una veta con rumbo N70° - 75°W, buzamiento 63° - 65°NE con potencia promedio de 0.20 – 1.70 m; litológicamente esta estructura tiene como roca encajonante a la andesita porfirítica con horizonte de tufos de color gris oscuro a verde claro. Su mineralización es tetraedrita, esfalerita y como ganga carbonatos.

3. Veta Don Reinaldo.

Es una estructura que alcanza aproximadamente los 3,200 m. con un afloramiento definido de 500 m. en el sector Sur – Oeste y con 150 m. en el sector Nor – Este en la zona de Antachacra, gran parte de la veta está cubierto con material morrénico coluvial, en algunos casos la fractura es angosta especialmente en las zonas altas, sobre los 5,000 m. de altura en el cual es difícil esperar mineralización ni estructuras anchas.

La veta en su prolongación al Sur – Oeste (hacia la laguna Putca), se cubre rápidamente con material morrénico y escombreras, pero las características fisiográficas del terreno donde se ve una escarpa del terreno. Esto correspondería a la continuación de la veta. Hacia el Sur – Oeste esta puede alcanzar otros 400 m. Hacia el Este de la zona de Antachacra la traza de la veta parece continuar otros 900 m.

4. Veta Juanita.

En el extremo sur del distrito minero de Casapalca, se presenta la veta juanita, cuya extensión alcanza los 2,000 m. además tiene un ramal de 900 m. de extensión, conocida como la veta victoria. Hacia el oeste de la B.M. del nivel 4,500, la veta juanita aflora en forma discontinua, otros 450 m. hasta las coordenadas N 8'705,400; E 374,300, por consiguiente la veta juanita en forma independiente alcanza los 2,400 m.

b) CUERPOS:

- **Cuerpo Esperanza:** cuerpo con diseminación de sulfuros concordantes con la estratificación de areniscas del miembro Capas Rojas, con rumbo N00° - 20°W, buzamiento 60° - 70°SW, está emplazada inmediatamente al techo de la veta Esperanza, presenta área mineralizada de hasta 80 m de longitud, 45 m de potencia y 300 m de altura. La mineralización está compuesta principalmente por esfalerita, en pequeña proporción calcopirita, pirita y galena asociado a franjas de epidota y areniscas calcitizada.
- **Cuerpo esperanza piso:** similar al cuerpo esperanza es un depósito de sulfuros diseminados concordantes con la estratificación de arenisca epidotizada y piritizada del miembro Capas Rojas, presenta rumbo general N5°W, buzamiento 68°SW, está emplazada al piso de la veta Esperanza; en el tajo 25 del nivel 10 presenta 28 m e longitud y ancho hasta de 12 m.

- **Cuerpo Emilia:** ubicado en arenisca del miembro Capas Rojas, al piso en la veta esperanza, presenta forma irregular la diseminación de sulfuros en arenisca, piritizadas y cloritizadas. Este cuerpo está asociado a la veta Esperanza, el cuerpo Emilia está al piso de la veta.
- **Cuerpo Mery:** ubicado en el miembro Capas Rojas entre las vetas Mariana techo y Esperanza. Presenta una irregular diseminación de sulfuros en areniscas epidotizadas y piritizadas con rumbo $N12^{\circ} - 25^{\circ}W$, en niveles altos está asociado a las vetas O, O4 y Q. este cuerpo se ha trabajado en 230 m de altura con áreas de considerables y muy variables.
- **Cuerpo Anita:** este cuerpo emplazado inmediatamente al norte del cuerpo Mery, también en areniscas epidotizadas y piritizadas del miembro Capas Rojas, en varios niveles se nota que forma un solo cuerpo en el cuerpo Mery.
- **Cuerpo Micaela:** emplazado en el miembro Capas Rojas, su mineralización consiste de diseminación y parches de esfalerita, calcopirita, tetraedrita y pirita; también como relleno de fracturas con rumbo $N60^{\circ} - 75^{\circ}W$, buzamiento de $75^{\circ} - 80^{\circ}SW$, con relleno de cuarzo, carbonatos, esfalerita, pirita, calcopirita y tetraedrita.
- **Cuerpo Sofía:** depósito de sulfuros diseminados en arenisca del techo de las capas rojas, como control estratigráfico, está al piso del conglomerado base del miembro El Carmen, y al piso del cuerpo se tiene arenisca de grano fino del miembro Capas Rojas. El rumbo del paquete de arenisca del cuerpo Sofía es $N00^{\circ} - 23^{\circ}W$, su longitud llega hasta 95 m y su ancho hasta 20 m, se ha reconocido una altura de 170 m.
- **Cuerpo sorpresa:** ubicado en la base del miembro El Carmen; es un depósito de sulfuros diseminados concordante con horizonte de conglomerado calcitizado, epidotizado y piritizado, con rumbo $N00^{\circ} -$

23°W, longitud de hasta 60 m, potencia hasta de 7 m y altura reconocida hasta de 200 m.

- **Cuerpo Negrita:** es un depósito por relleno de cavidades y reemplazamiento, la estructura que se ha rellenado presenta rumbo paralelo a la estratificación, con minerales masivos de esfalerita, calcopirita, pirita, galena y eventualmente tetraedrita, se ha reconocido 2 m de ancho, de 50 m de longitud y hasta de 150 m de altura.
- **Cuerpo Vivian:** emplazado en el miembro El Carmen, depósito de sulfuros diseminados concordantes con horizonte de conglomerado epidotizado, piritizado y calcitado, con rumbo N00° - 25°W, reconocido hasta 110 m de longitud, potencia hasta de 3 m y hasta de 200 m de altura.
- **Cuerpo Patty:** emplazado en el miembro El Carmen, con sulfuros diseminados concordantes con la estratificación que presenta rumbo N00° - 40°W, reconocido hasta de 3 m de potencia, 100 m de longitud y 50 m de altura.
- **Cuerpo Carmen:** emplazado en el miembro El Carmen, cuerpo con diseminación de sulfuros concordante con la estratificación de areniscas y conglomerados, su mineralización está compuesta por esfalerita y calcopirita, en menor proporción tetraedrita y galena como minerales de mena, los minerales de ganga son pirita, cuarzo y carbonatos; el rumbo de las bandas mineralizadas y epidotizadas es de N07° - 30°W con buzamiento de 73° - 85°E, reconocidas hasta de 15 m de potencia, 100 m de longitud y 100 m de altura.
- **Cuerpo Escondida:** cuerpo mineralizado con sulfuros diseminados en horizonte de conglomerados de la secuencia intermedia del miembro El Carmen, su mineralogía está constituida por esfalerita, calcopirita,

tetraedrita, galena, pirita, cuarzo y carbonatos; el rumbo es de N26° - 30°W.

- **Brechas.-** La mineralización en las brechas estarían relacionadas a las fracturas que pasan por la brecha. Estas fracturas sirven de conducto a través del cual circularon las soluciones hidrotermales. La brecha hidrotermal Huayracancha puede tener importancia si está controlada por fallas que serían el conducto a través del cual pueden ascender soluciones mineralizantes cuando las circunstancias lo permitan se podría explorar con perforación diamantina.
- **Mantos.-** En la zona de Oroya Este se presenta un manto de 1.2 m. de ancho reemplazando a horizontes de lutitas calcáreas y margas que se extienden pocos metros al norte y al sur respectivamente desde la Veta 5 que sería el conducto a través del cual ascendieron las soluciones. El afloramiento de estos mantos contiene óxidos de manganeso, el contenido de manganeso tienen relación directa con el contenido de plata.

2.4.6. CUBICACIÓN DE RESERVAS:

2.4.6.1 NORMAS PARA LA ESTIMACION DE RESERVAS 2014

Para la estimación de reservas se considera:

1. PROBADO

Es el mineral que no tiene riesgo de discontinuidad entre los lados muestreados debe estar muestreado en sus 4 lados; también se puede considerar de acuerdo a los rasgos geológicos como mineral probado el que tiene 3, 2 o 1 lado muestreado. Aplicando las reglas que se indican más adelante.

2. PROBABLE

Es el mineral adyacente al probado, en el que se prevé algún riesgo de discontinuidad, pero que tiene suficientes evidencias geológicas para suponer la continuidad del mineral; sin poder asegurar su dimensión ni el contenido de sus valores. Se considera como mineral probable solo el 85% o' menos del obtenido para los cálculos, como factor de certeza por el riesgo de discontinuidad.

Los minerales probados y probables constituyen reservas cuando son económicamente explotables.

3. POSIBLE O PERSPECTIVO

Es el mineral cuyo tonelaje y leyes se fundan con el conocimiento del comportamiento de la mineralización, tipo de yacimiento y que se halla en las proximidades del mineral probado o probable, se considera solo el 80% o menos del volumen calculado por riesgo de discontinuidad.

4. POTENCIAL

Es aquel cuya estimación se basa mayormente en el conocimiento del carácter geológico del yacimiento, es decir no depende de su exposición directa sino de indicaciones indirectas, tales como litológicas favorables, estructuras geológicas, relación con minas vecinas, anomalías geoquímicas o geofísicas. Etc. también se define como el mineral que puede encontrarse en el resto de la estructura, donde solo existen afloramientos, o las condiciones geológicas permiten establecer que el área ofrece posibilidades de contener mineralización.

Pueden ser considerados como minerales potenciales los minerales marginales. Los minerales con limitaciones comerciales en el mercado y los remanentes, o sea los que sin valor por las circunstancias actuales pueden tener valor eventualmente en el futuro.

Los minerales posibles como potenciales no constituyen reservas.

****** No han sido considerados en esta cubicación.

2.4.6.2. ANÁLISIS DE LA CUBICACIÓN:

Las reservas de minerales cubicadas al 31 de diciembre del 2,014 en vetas y cuerpos ascienden a (4'980,472 T.M.S.); tonelaje menor en 630,998 T.M.S. con relación al cubicado el 31 de diciembre del 2,013 (5'611,470 T.M.S.); que sumado al mineral producido al 31 de diciembre del 2014 (1'780,490 T.M.S.); da una ganancia real de 1'180,490T.M.S.; y al dividir este resultado entre el avance realizado en exploraciones y desarrollos (13,073.41 m.); el ratio obtenido es de 88 T.M.S/m.

Las reservas han disminuido -11% con relación al volumen del año anterior; porque los avances en exploraciones y desarrollos (13,073.41 m.) ha cumplido solamente el 60% del programado (21,845 m); otras causas para la merma de reservas es el bajo ratio de cubicación obtenido en la zona de Cuerpos Mery, perdida de reservas y nulo ratio de cubicación en las zonas de Cuerpos Carlos y Velito.

Las reservas estimadas al 31 de diciembre del 2014 es:

TABLA 2.4.6.2

TMS	A. V/C m.	A.M m.	Ag OZ/TC	Pb %	Cu %	Zn %	Valor US\$/TMS	Equiv. Oz Ag
4'980,472	5.19	5.33	3.27	0.93	0.34	2.28	37.96	7.22

2.4.6.3. CUADRO DE ANÁLISIS DE LA CUBICACIÓN.

1. DEL TOTAL (T.M.S.):

TABLA 2.4.6.3

	T.M.S.
Reservas al 31 – 12 – 14	4'980,472
Reservas al 31 – 12 – 13	5'611,470
Diferencia	-630,998
Producción al 31 – 12 – 14	774,928
Ganancia Neta	1'143,930

2.4.6.4. POR DEPOSITOS MINERALIZADOS (T.M.S.):

TABLA 2.4.6.4.

a) Vetas:		c) Cuerpos Mery:	
TMS		TMS	
Reservas al 31 – 12 – 14	2,252,060	Reservas al 31 – 12 – 14	2,592,807
Reservas al 31 – 12 – 13	2,113,200	Reservas al 31 – 12 – 13	3,336,826
Diferencia	138,860	Diferencia	
Producción al 31 – 12 – 14	282,214	Producción al 31 – 12 – 14	1,428,139
Ganancia Neta	421,074	Ganancia Neta	684,120
a) Cuerpos Carlos:		d) Cuerpos Antachacra / Luisa:	
TMS		TMS	
Reservas al 31 – 12 – 14	41,273	Reservas al 31 – 12 – 14	1,683
Reservas al 31 – 12 – 13	88,219	Reservas al 31 – 12 – 13	25,457
Diferencia		Diferencia	
Producción al 31 – 12 – 14	37,421	Producción al 31 – 12 – 14	19,582
Ganancia Neta		Ganancia Neta	
b) Cuerpo Carolina:		e) Cuerpo Carla	
TMS		TMS	
Reservas al 31 – 12 – 14	71,986	Reservas al 31 – 12 – 14	20,663
Reservas al 31 – 12 – 13	47,768	Reservas al 31 – 12 – 13	0.00
Diferencia	24,218	Diferencia	20,663
Producción al 31 – 12 – 14	7,572	Producción al 31 – 12 – 14	0.00
Ganancia Neta	31,790	Ganancia Neta	20,663

2.4.6.5. .- DEL RATIO

a) Del General

TABLA (2.4.6.5 a)

Ganancia de Reservas	1,143,930	T.M.S.
Exploraciones y Desarrollos	13,073	m.
Ratio de Cubicación	88	T.M.S./m

b) Vetas

TABLA (2.4.6.5 b)

Ganancia de Reservas	421,074	T.M.S.
Exploraciones y Desarrollos	4,325	m.
Ratio de Cubicación	97	T.M.S./m

c) Cuerpo Mery

TABLA (2.4.6.5 c)

Ganancia de Reservas	684,120	T.M.S.
Exploraciones y Desarrollos	8,575	m.
Ratio de Cubicación	80	T.M.S./m

d) Cuerpos Carlos

TABLA (2.4.6.5 d)

Ganancia de Reservas	0	T.M.S.
Exploraciones y Desarrollos	23	m.
Ratio de Cubicación	0	T.M.S./m

e) Cuerpo Velito

TABLA (2.4.6.5 e)

Ganancia de Reservas	0	T.M.S.
Exploraciones y Desarrollos	94	m.
Ratio de Cubicación	0	T.M.S./m

f) Cuerpo Carolina

TABLA (2.4.6.5 f)

Ganancia de Reservas	31,720	T.M.S.
Exploraciones y Desarrollos	57	m.
Ratio de Cubicación	556	T.M.S./m

g) Cuerpo Carla

TABLA (2.4.6.5 g)

Ganancia de Reservas	20,663	T.M.S.
Exploraciones y Desarrollos	0	m.
Ratio de Cubicación	Indefinido	T.M.S./m

2.4.7. RESERVAS MINERALES.

Las reservas de mineral estos últimos años se ha incrementado considerablemente, debido a los buenos resultados en las exploraciones y desarrollos de las Vetas Oroya, Ximena, Ximena Piso, Esperanza, Esperanza Piso, Mariana Piso.

En los cuerpos mineralizados, las reservas disminuyó 2 % con relación a la estimación anterior; debemos notar que los cuerpos Chiara, Micaela 2, Emilia Norte, Carmen 4; han incrementado sustancialmente sus reservas. En esta cubicación no se ha considerado los cuerpos Casapalca registrado con sondajes diamantinos en los niveles 10, 14, 18 y los cuerpos Alfa en el nivel 18.

VALOR MINIMO (CUT OFF)

El Cut Off es el límite económico al que se puede explotar un yacimiento minero.

En la presente estimación se ha considerado como mineral de rendimiento económico de vetas todo tonelaje cuyo valor esta sobre o igual \$40 y en el caso de cuerpos todo tonelaje cuyo valor esta sobre o igual %25. Obviamente cualquier variación en el costo total o en el precio de los metales o contratos de venta de los minerales se reflejara en un incremento o disminución de reservas según sea el caso.

Además hemos considerado otros minerales de acuerdo a los siguientes valores:

Categoría	Valor US\$ por T.M.S.
Vetas:	
Económico	: Mayor o igual a US\$40
Marginal	: Mayor o igual a US\$35 y menor a US\$40
Submarina	: Mayor ó igual a US\$30 y menor a US\$35
Informativo	: Mayor o igual a US\$20 y menor a US\$30
Referencial	: Menor o US\$35

Cuerpos:	
Económico	: Mayor o igual a US\$20
Marginal	: Mayor o igual a US\$15 y menor a US\$20
Sub marginal	: Mayor o igual a US\$12 y menor a US\$15
Informativo	: Mayor o igual a US\$10 y menor a US\$12

LEY DE CORTE Y EQUIVALENCIAS DE PLATA

	Ag	Pb	Zn	Cu	
Precio neto	6.5 \$/Oz	40 \$/TMS	1.1 \$/TMS	130	\$/TMS
		0.0181 \$/Lbs	0.0005 \$/Lbs	0.06	\$/Lbs
Recuperación	74%	90%	68%	60%	
Costos	40 \$/TMS				

EQUIVALENCIAS:

Ag:	6.5	\$/Oz	x	74%	=	4.81	\$/Oz	→ 1 \$ =	0.21	Oz Ag
Pb:	0.02	\$/Lbs	x	90%	=	0.02	\$/Lbs	→ 1 \$ =	61.39	Lbs Pb
Zn:	0.0005	\$/Lbs	x	68%	=	0.00034	\$/Lbs	→ 1 \$ =	2947.33	Lbs Zn
Cu:	0.06	\$/Lbs	x	60%	=	0.04	\$/Lbs	→ 1 \$ =	27.78	Lbs Cu

1 Oz		\$/Oz
Ag	=	4.810 Ag

<u>Para Ag - Pb</u>	0.20790	Oz Ag	=	61.387	Lbs Pb
	0.20790	Oz Ag	=	2.785	% Pb
		1% Pb	=	0.075	Oz Ag

<u>Para Ag - Zn</u>	0.20790	Oz Ag	=	2947.326	Lbs Zn
	0.20790	Oz Ag	=	133.70	% Zn
		1% Zn	=	0.002	Oz Ag

<u>Para Ag - Cu</u>	0.20790	Oz Ag	=	27.78	Lbs Cu
	0.20790	Oz Ag	=	1.26	% Cu
		1% Cu	=	0.165	Oz Ag

CALCULO DE LEY DE CORTE:

Ley de corte equiv. Ag	=	$\frac{40 \text{ \$/TMS}}{6.5 \text{ \$/Oz} * 74\%}$	=	8.316	Oz Ag/TMS
Ley de corte equiv. Ag = 8.316 Oz Ag/TMS					
Ley de corte equiv. Pb	=	$\frac{40 \text{ \$/TMS}}{1 \text{ \$/TMS} * 90\%}$	=	111.11%	Pb = 8.295 Oz Ag/TMS
Ley de corte equiv. Pb = 8.295 Oz Ag/TMS					
Ley de corte equiv. Zn	=	$\frac{40 \text{ \$/TMS}}{1,1 \text{ \$/TMS} * 68\%}$	=	5347.59%	Zn = 8.315 Oz Ag/TMS
Ley de corte equiv. Zn = 8.315 Oz Ag/TMS					
Ley de corte equiv. Cu	=	$\frac{40 \text{ \$/TMS}}{130 \text{ \$/TMS} * 60\%}$	=	51.28%	Cu = 8.461 Oz Ag/TMS
Ley de corte equiv. Cu = 8.461 Oz Ag/TMS					

VALORES NETOS RECUPERABLES (VALORES UNITARIOS)**TABLA 2.4.7 (a)**

Metal	Minerales primarios de vetas (frescos)	Minerales supérgenicos de vetas (semioxidado)	Minerales de cuerpos
Ag US\$, OZ	4.925	3.021	4.456
Pb US\$, unidad %	5.626	0.204	2.398
Cu US\$, unidad %	19.998	8.163	14.972
Zn US\$, unidad %	5.565	0.000	5.385

Estos valores se han obtenido valorizando los concentrados según condiciones de venta y tendencias de precios de los metales.

Precios referenciales:

Ag \$/Oz	Pb \$/TM	Cu \$/TM	Zn \$/TM
6.50	40	130	1,100

POSIBILIDADES GEOLÓGICAS DEL YACIMIENTO. (TABLA 01)

TABLA 2.4.7 (b)

Por Categoría:

CATEGORIA	T.M.S.	A.V./C.	A.M.	Ag	Pb	Cu	Zn	Valor	Equiv.
		(m)	(m)	Oz/TC	%	%	%	US\$/TMS	Oz/Ag
VETAS:									
Económico	1,712,350	1.89	2.06	6.92	1.98	0.40	2.63	66.12	12.18
Marginal	217,400	0.97	1.18	4.39	1.06	0.19	1.33	37.17	6.85
Sub marginal	322,310	1.72	1.93	3.77	0.84	0.18	1.32	33.10	6.10
SUB TOTAL DE VETAS	2,252,060	1.78	1.96	6.22	1.73	0.35	2.32	58.60	10.80
CUERPOS MERY:									
Económico	146,992	9.12	9.24	1.49	0.59	0.38	3.25	30.54	6.22
Marginal	465,592	6.79	6.89	0.86	0.34	0.33	2.66	23.34	4.75
Sub marginal	1,980,223	8.42	8.52	0.76	0.22	0.28	2.21	19.54	3.98
SUB TOTAL DE CUERPOS	2,592,807	8.17	8.27	0.82	0.26	0.29	2.35	20.85	4.25
CUERPO CARLOS:									
Sub marginal	41,273	5.39	5.49	0.34	0.03	0.83	0.31	14.08	2.87
SUB TOTAL C. CARLOS:	41,273	5.39	5.49	0.34	0.03	0.83	0.31	14.08	2.87

CUERPO VELITO									
Sub marginal	1,683	2.01	2.11	1.12	0.16	0.68	0.23	15.63	3.18
SUB TOTAL C. VELITO	1,683	2.01	2.11	1.12	0.16	0.68	0.23	15.63	3.18
CUERPO CAROLINA									
Económico	54,225	5.21	5.31	1.70	0.46	1.59	0.45	31.91	6.50
Sub marginal	17,761	3.23	3.34	0.69	0.87	0.93	0.33	18.87	3.84
SUB TOTAL CAROLINA	71,986	4.72	4.82	1.45	0.56	1.43	0.42	28.69	5.84
CUERPO CARLA									
Sub marginal	20,663	5.72	5.82	0.96	0.08	1.04	0.05	18.50	3.77
SUB TOTAL CARLA	20,663	5.72	5.82	0.96	0.08	1.04	0.05	18.50	3.77
TOTAL CUERPOS	2,728,412	8.01	8.11	0.83	0.27	0.34	2.25	20.93	4.26
TOTAL:									
Económico	1,913,567	2.54	2.70	6.35	1.83	0.43	2.62	62.42	11.56
Marginal	682,992	4.94	5.07	1.98	0.57	0.29	2.24	27.74	5.42
Sub marginal	2,383,913	7.40	7.51	1.16	0.30	0.29	2.02	21.26	4.24
TOTAL:	4,980,472	5.19	5.33	3.27	0.93	0.34	2.28	37.96	7.22

TABLA 2.4.7 (c)

Por Certeza:

CERTEZA	T.M.S.	A.V./C.	A.M.	Ag	Pb	Cu	Zn	Valor	Equiv.
		(m)	(m)	Oz/TC	%	%	%	US\$/TMS	Oz/Ag
VETAS:									
Probado	1,623,450	1.60	1.78	6.31	1.73	0.35	2.30	59.06	10.88
probable	628,610	2.25	2.41	6.00	1.72	0.33	2.34	57.41	10.58
SUB TOTAL DE VETAS	2,252,060	1.78	1.96	6.22	1.73	0.35	2.32	58.60	10.80
CUERPOS MERY:									
Probado	2,128,776	6.89	6.99	0.80	0.26	0.29	2.36	20.77	4.23
probable	464,031	14.03	14.14	0.91	0.27	0.31	2.29	21.17	4.31
SUB TOTAL DE CUERPOS	2,592,807	8.17	8.27	0.82	0.26	0.29	2.35	20.85	4.25
CUERPO CARLOS:									
Probado	37,920	5.47	5.57	0.34	0.03	0.83	0.25	13.80	2.81
probable	3,353	4.43	4.53	0.22	0.01	0.84	0.98	17.30	3.52
SUB TOTAL C. CARLOS:	41,273	5.39	5.49	0.34	0.03	0.83	0.31	14.08	2.87
CUERPO VELITO									
Probado	1,683	2.01	2.11	1.12	0.16	0.68	0.23	15.63	3.18

probable									
SUB TOTAL C. VELITO	1,683	2.01	2.11	1.12	0.16	0.68	0.23	15.63	3.18
CUERPO CAROLINA									
Probado	71,986	4.72	4.83	1.45	0.56	1.42	0.42	26.69	5.84
probable									
SUB TOTAL CAROLINA	71,986	4.72	4.83	1.45	0.56	1.42	0.42	26.69	5.84
CUERPO CARLA									
Probado	9,450	7.04	7.14	1.06	0.09	1.09	0.05	19.73	4.02
probable	11,213	4.61	4.71	0.87	0.07	1.00	0.05	17.47	3.56
SUB TOTAL CARLA	20,663	5.72	5.82	0.96	0.08	1.04	0.05	18.50	3.77
TOTAL:									
Probado	3,873,265	4.62	4.75	3.12	0.88	0.34	2.27	36.89	7.03
probable	1,107,207	7.22	7.36	3.80	1.09	0.33	2.29	41.70	7.86
TOTAL:	4,980,472	5.19	5.33	3.27	0.93	0.34	2.28	37.96	7.22

TABLA 2.4.7 (d)

POR ACCESIBILIDAD

CERTEZA	T.M.S.	A.V./C.	A.M.	Ag	Pb	Cu	Zn	Valor	Equiv.
		(m)	(m)	Oz/TC	%	%	%	US\$/TMS	Oz/Ag
VETAS:									
Minable	449,490	1.95	2.10	5.72	1.85	0.34	2.47	57.69	10.63
Accesible	343,450	1.25	148.00	6.63	1.46	0.42	1.90	58.51	10.78
Parcialmente Accesible	589,320	2.05	2.20	6.56	1.94	0.37	2.61	63.73	11.74
Inaccesible	847,800	1.72	1.90	6.09	1.63	0.30	2.19	55.64	10.25
SUB TOTAL DE VETAS	2,230,060	1.78	1.96	6.22	1.73	0.35	2.32	58.60	10.80
CUERPOS MERY:									
Minable	588,956	7.78	7.88	0.64	0.23	0.29	2.28	19.51	3.97
Accesible	914,278	5.26	5.36	0.92	0.33	0.29	2.23	20.74	4.22
Parcialmente Accesible	369,993	8.62	8.72	0.95	0.27	0.30	2.58	22.69	4.62
Inaccesible	719,578	11.96	12.06	0.79	0.20	0.30	2.43	21.11	4.30
SUB TOTAL DE CUERPOS	2,592,807	8.17	8.27	0.82	0.26	0.29	2.35	20.85	4.25
CUERPO CARLOS:									
Minable	2,187	3.54	3.64	0.31	0.02	0.99	0.12	15.10	3.07
Accesible	22,473	3.85	3.95	0.34	0.03	0.79	0.27	13.29	2.71
Inaccesible	16,613	7.71	7.81	0.33	0.03	0.87	0.38	15.03	3.06
SUB TOTAL C. CARLOS:	41,273	5.39	5.49	0.33	0.02	0.83	0.31	14.09	2.87
CUERPO VELITO									
Inaccesible	1,683	2.01	2.11	1.12	0.16	0.68	0.23	15.63	3.18

SUB TOTAL C. VELITO	1,683	2.01	2.11	1.12	0.16	0.68	0.23	15.63	3.18
CUERPO CAROLINA									
Minable	31,275	6.32	6.42	1.76	0.43	1.63	0.38	32.39	6.59
Accesible	40,711	3.50	3.60	1.21	0.66	1.27	0.45	25.85	5.26
SUB TOTAL CAROLINA	71,986	4.72	4.83	1.45	0.56	1.42	0.42	26.69	5.84
CUERPO CARLA									
Inaccesible	20,663	5.72	5.82	0.96	0.08	1.04	0.05	18.51	3.77
SUB TOTAL CARLA	20,663	5.72	5.82	0.96	0.08	1.04	0.05	18.50	3.77
TOTAL:									
Minable	1,066,910	5.30	5.42	2.79	0.91	0.35	2.30	35.78	6.82
Accesible	1,280,201	4.16	4.29	2.44	0.63	0.33	2.11	30.74	5.95
Parcialmente Accesible	959,313	4.58	4.71	4.40	1.30	0.34	2.60	47.90	8.99
Inaccesible	1,674,048	6.27	6.42	3.57	0.96	0.34	2.20	39.17	7.41
TOTAL:	4,980,472	5.19	5.33	3.27	0.93	0.34	2.28	37.96	7.22

TABLA 2.4.7 (e)

INVENTARIO DE MINERALES.

YACIMIENTO	T.M.S	A.V. / C. (m)	A.M. (m)	Ag Oz/TC	Pb %	Cu %	Zn %	Valor US\$/TMS	Equiv. Oz/Ag
VETAS	2'252,060	1.78	1.96	6.22	1.73	0.35	2.32	58.60	10.80
CUERPOS MERY	2'592,807	8.17	8.27	0.82	0.26	0.29	2.35	20.85	4.25
CUERPOS CARLOS	41,273	5.39	5.49	0.34	0.03	0.83	0.31	14.08	2.87
CUERPOS VELITO	1,683	2.01	2.11	1.12	0.16	0.68	0.23	15.63	3.18
CUERPOS CAROLINA	71,986	4.72	4.82	1.45	0.56	1.43	0.42	28.69	5.84
CUERPO CARLA	20,663	5.72	5.82	0.96	0.08	1.04	0.05	18.50	3.77
TOTAL	4'980,472	5.19	5.33	3.27	0.93	0.34	2.28	37.96	7.22

TABLA 2.4.7 (f)

(CERTEZA)	T.M.S	A.V. / C. (m)	A.M. (m)	Ag Oz/TC	Pb %	Cu %	Zn %	Valor US\$/TMS	Equiv. Oz/TC
PROBADO	3'873,265	4.62	4.75	3.12	0.88	0.34	2.27	36.89	7.03
PROBABLE	1'107,207	7.22	7.36	3.80	1.09	0.33	2.29	41.70	7.86
TOTAL	4'980,472	5.19	5.33	3.27	0.93	0.34	2.28	37.96	7.22

BALANCE HISTÓRICO DE RESERVAS/AVANCES.

TABLA 2.4.7 (g)

AÑO AL 31 DIC.	RESERVAS T.M.S.	PRODUC. T.M.S.	GANANCIA T.M.S.	EXPLOR. + DESARR. (m)	RATIO
1,986	117,147	1,986.00	-----	-----	-----
1,987	167,308	13,794.00	63,955.00	759.00	84
1,988	163,276	31,844.00	23,812.00	982.00	28
1,989	190,608	52,855.00	80,187.00	1,416.65	57
1,990	188,711	68,731.00	66,834.00	3,507.25	19
1,991	200,567	90,486.00	102,351.00	3,090.00	33
1,992	126,158	100,503.00	26,085.00	2,754.00	9
1,993	290,407	107,013.00	273,262.00	3,642.00	75
1,994	167,595	116,965.00	-5,847.00	3,937.00	-1
1,995	82,262	131,185.00	45,852.00	4,316.60	11
1,996	414,437	145,993.00	478,168.00	2,880.40	166
1,997	527,842	180,938.00	294,343.00	5,201.70	57
1,998	1'431,612	202,338.00	1'106,108.00	4,893.00	226
1,999	1'752,409	256,144.00	576,941.00	8,557.90	67
2,000	2'314,806	399,717.58	962,114.58	13,181.97	73
2,001	2'377,804	413,599.93	476,597.90	10,656.00	43
2,002	2'259,400	423,298.80	304,894.90	8,490.73	36
2,003	2'169,090	466,592.90	376,282.90	10,778.30	35
2,004	3'702,502	518,628.78	2'052,048.78	12,039.25	170
2,005	3'801,208	563,583.55	662,281.55	11,926.43	56
2,006	5'021,802	895,880.67	2'116,474.67	13,378.30	158
2,007	5'477,486	1'012,512.47	1'468,196.47	10,960.93	134
2,008	5'383,863	1'170,415.38	1'076,792.38	13,878.20	78
2009	5'230,671	1'633,660.30	1'480,468.30	13,034.00	114
2010	4'879,371	1'620,782.01	1'269,486.00	14,766.95	86
2011	4'335,179	1'298,346.53	754,154.53	10,146.30	74
2012	4'330,054	1'434,772.00	1'429,647.00	12,650.00	113
2013	5'611,470	1'669,655.00	2'951,071.00	12,544.00	235
2014	4'980,472	1'774,928.22	1'143,930.00	13,073.41	88

CAPÍTULO III

MINERÍA

3.1. SISTEMA DE MINADO.

El sistema de minado actual que viene realizándose Casapalca, es el del método de corte relleno ascendente convencional con relleno hidráulico y el corte relleno ascendente mecanizado con taladros largos. Casapalca viene operando con una producción de mineral de 150,000 Ton. / Mes y con leyes de cabeza de 6.22 Oz/TC. De Ag, 1.73 % de Pb, 0.35% de Cu y 2.32 % de Zn.

3.2. LABORES MINERAS.

La mina cuenta con 03 accesos principales, uno en la parte baja a la altura del Campamento Potosí a través del túnel Gubbins (XC – 800 NE) del nivel 4 a una altura de 4,225 m.s.n.m., otro en la parte mediana a la altura de acceso al campamento Carmen a través del túnel Álex (XC – 390 NE) del nivel 1 a una altura de 4,300 m.s.n.m. y el otro en la parte alta a la altura del campamento Carmen (XC – 435) del nivel 435 a una altura de 4,440 m.s.n.m., donde también se encuentran ubicadas las instalaciones industriales de la empresa.

La mina presenta 18 niveles desde el nivel 435 al nivel 18, con una diferencia de altura de 900 metros y se viene explotando hasta el nivel 17 además se divide en 4 zonas principales: Gubbins, Cuerpo Mery, Esperanza y Oroya siendo la zona de Esperanza y Oroya donde se presenta los mejores valores de plata, especialmente en profundidad.

El nivel 1 túnel Álex (XC – 390 NE), por donde se extrae el 60% de la producción utilizando el pique 650 con skip de 10 TN hasta las tolvas de superficie, el otro ubicado en el nivel 435 (XC – 435), por donde se extrae el 30% de la producción utilizando el pique 790 con skip de 5 TN hasta las tolvas de superficie y túnel Gubbins (XC – 800 NE) del nivel 4 por donde se extrae el 10% de la producción y una flota de 25 Volquetes de 25 TN para el transporte hasta la planta de beneficio.

Para la explotación la mina se aplican dos métodos de explotación: Uno para la zona de vetas angostas donde se trabaja con método convencional, semi mecanizado y el otro para zona de cuerpos con métodos mecanizados.

Las labores de exploración y desarrollo se realizan con sección de 2.40 m. x 2.40 m. y diferencia de cota de 50 m., estas galerías se corren siguiendo la dirección de la veta y utilizando pernos helicoidales para su sostenimiento.

Para tener acceso y extraer el mineral de los niveles inferiores ubicados debajo del nivel 4 se ha construido el Pique 790 en la zona de Oroya, Patty y 650 Alex en la zona de Esperanza y está en proceso de profundización el Pique 790 en la zona de Oroya del nivel 11 al nivel 18.

3.3. MÉTODO DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE CONVENCIONAL.

Aplicado este método de explotación en las *zonas de vetas angostas* consiste en el corte del mineral en forma de rebanadas horizontales, iniciando de la parte inferior del tajo hasta la parte superior de esta en avanzada, dejando antes una capa de material de una altura de 3.0 m. sobre la galería principal de transporte conocida esta como puente, de tal manera que esta servirá como piso para la iniciación de una explotación en corte y relleno ascendente propiamente dicha.

3.3.1. CONDICIONES DE APLICACIÓN.

Para ser aplicado este método de explotación, los yacimientos minerales deben tener las siguientes condiciones:

- a) Buzamiento pronunciado (70°).
- b) En cualquier depósito y terreno.
- c) Con cajas medianamente competentes.
- d) Las cajas del yacimiento pueden ser irregulares y no competentes.
- e) El mineral debe tener buena ley.
- f) Disponibilidad del material de relleno.

3.3.2. PREPARACIÓN.

En el desarrollo y preparación de este método de explotación, se realiza el siguiente procedimiento:

- a) Se desarrolla una galería de transporte a lo largo del yacimiento (se corre la veta) en un nivel principal con una sección de 2.40 x 2.40 m. respectivamente.
- b) Las chimeneas y caminos son construidos a una distancia requerida según el diseño o planeamiento de desarrollo y/o explotación (las chimeneas de comunicación en Casapalca, tienen una altura de 50 m. desde el nivel inferior del tajo hasta el nivel superior del mismo, con una equidistancia de 50 m. entre chimeneas y caminos, de sección 1.20 x 2.40 m de doble compartimiento.

3.3.3. CICLO DE EXPLOTACIÓN.

Las operaciones unitarias aplicadas en este método de explotación son las siguientes:

3.3.3.1. PERFORACIÓN - VOLADURA.

La ventaja de realizar una perforación horizontal con respecto a una perforación vertical, es la siguiente:

- ✓ Cuando los taladros son perforados horizontalmente (en Breasting), el techo volado tiende a quedar como una superficie lisa, por lo tanto existe menos riesgo de caída de material sobre el maestro perforista, reduciendo de esta manera el riesgo de accidente.
- ✓ La perforación horizontal, permite una perforación selectiva, donde los minerales de baja ley pueden ser dejados en el tajeo como relleno, mientras que en la perforación vertical es prácticamente imposible determinar lo señalado puesto que no se logra ver con claridad el material que se está perforando.
- ✓ La voladura se efectúa primeramente realizando el trazo de la malla de perforación, el cual influye directamente en la calidad de fragmentación del mineral, la densidad de carga explosiva, secuencia de iniciación y otros parámetros.
- ✓ El explosivo que se viene utilizando es el Emulex de 45%, 65% y 80% de fabricación EXSA y Emulnor de 1000, 3000 y 5000 de fabricación de FAMESA, dependiendo del tipo de voladura que se desea realizar, como accesorios de voladura se utilizan, carmex y mecha rápida Z-18 para iniciar el encendido. Las cuales ya vienen ensambladas, listas para realizar el amarre respectivo con la mecha rápida y los conectores.

En el caso de Casapalca, para determinar la geometría Burden x Espaciamiento, se basa en la teoría de Konya:

$$B = \pi * \varnothing_e * (\rho_e / \rho_m)^{1/3}$$

Dónde:

B	=	Burden (pies).	
\varnothing_e	=	Diámetro del explosivo	= 1" (pulg).
ρ_e	=	Densidad del explosivo	= 1.08 (gr. /cm3).
ρ_m	=	Densidad del mineral	= 3.00 (gr. /cm3).

$$\begin{aligned}
 B &= 3.1416 * 1'' * (1.08 / 3.00)^{1/3} \\
 B &= 3.1416 * 1'' * (0.36)^{1/3} \\
 B &= 3.1416 * 1'' * 0.71 \\
 B &= 2.23 \text{ pies.} \\
 B &\approx 2.00 \text{ pies.}
 \end{aligned}$$

Para nuestro caso el valor determinado para $B = 2$ pies. Es necesario mantener el radio longitud de taladro (L) y Burden (B), en donde la relación ideal es de 3:1, este radio, se toma como referencia para el "ajuste", en función a los resultados de voladura in-situ. Quiere decir:

$$L = 6 \text{ pies.}$$

La malla de perforación promedio $B \times E = 35 \text{ cm} \times 60 \text{ cm}$. El carguío de taladros con explosivo varía de 50% a 65% de la longitud de taladro, dependiendo de la dureza del mineral.

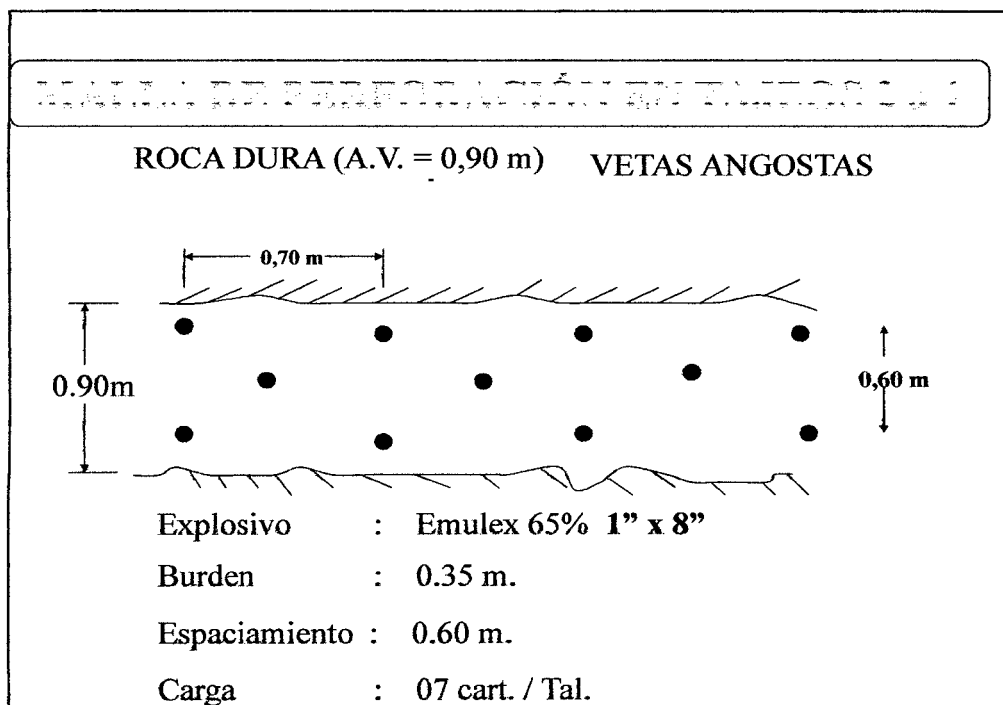


Gráfico N° 01

3.3.3.2. LIMPIEZA.

La limpieza del tajeo de explotación es una operación que consiste en extraer el mineral mediante un equipó de rastrillaje conocido como scrappers hasta las tolvas de carguío, que luego son vaciados realizando una evacuación por gravedad, donde el mineral resbala por las tolvas hasta los carros mineros U-35 ubicados en las galerías principales de extracción. Este equipo está compuesto por los siguientes componentes:

1) Rastrillo.

Llamado también scrappers, los cuales son de formas y tamaños diferentes de acuerdo al trabajo destinado; sin embargo dos componentes básicos permanecen constantes que son el asa y la placa posterior de excavación.

El asa es el que une los extremos de la placa posterior y su función es equilibrar y en la mayoría de los rastrillos es fija, en otras tienen cierto juego en el contacto con la placa posterior.

Clases de Rastrillos:

- ✓ **Tipo Azadón o Abierto.-** Este tipo de azadón carece de placas laterales, donde la placa posterior tiene un ángulo de abertura grande. Esto es usado el acarreo de material grueso.

- ✓ **Tipo Caja o Cerrado.-** Tiene placas laterales fijas y el conjunto tiene una apariencia de una caja. Se usa en el acarreo de material fino a mediano y detiene la carga en forma satisfactoria en distancias grandes y cuando el piso donde transita es lisa.

Rastrillo de Tipo Azadón o Abierto

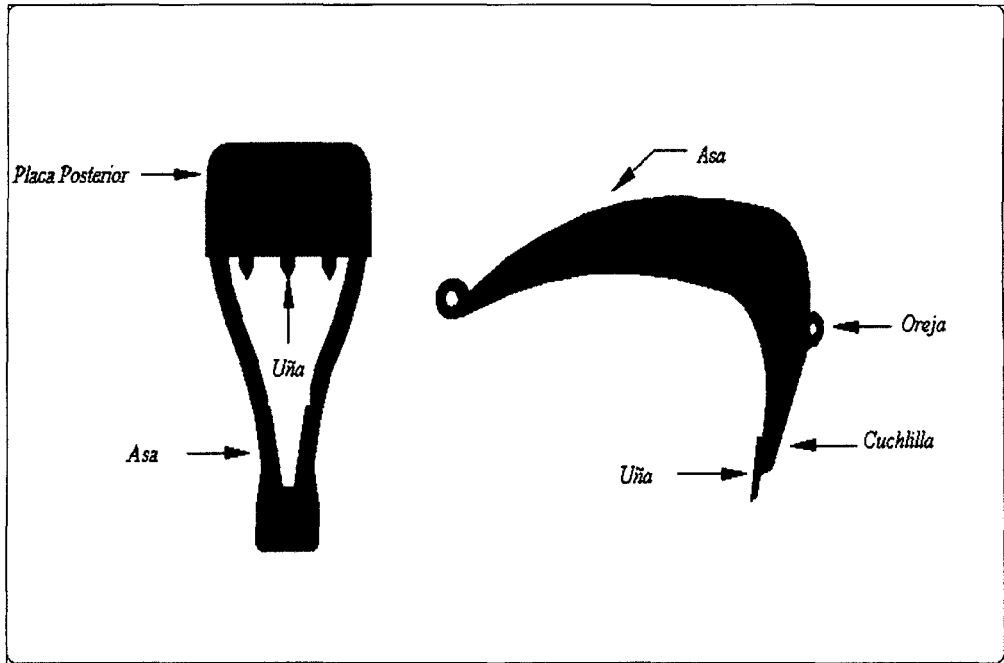


Gráfico N° 02

2) Winche.

Es el elemento motriz, comprende la tambora y el motor, en Casapalca se cuenta con winches de 1 a 2 tamboras, todas con motor eléctrico, con potencias de 15, a 40 HP, donde la tambora puede almacenar hasta 150 m. de cable, con un diámetro estándar de $\frac{3}{4}$ ".

Partes del Winche:

- ✓ Base.
- ✓ Tamboras.
- ✓ Embrague.
- ✓ Frenos.
- ✓ Engranajes y chumaceras.
- ✓ Guías de cable.
- ✓

a) Cable.

Es el elemento de tracción que cumple la función de comunicar el movimiento al rastrillo. El diámetro del cable, es de acuerdo a la potencia del motor del winche, distancia de rastrillaje y capacidad de la tambora, en el caso de Casapalca el diámetro Standard del cable es de $\frac{1}{2}$ '' y $\frac{3}{4}$ ''.

b) Polea.

Llamado también rondana, el cual sirve para sostener, guiar y facilitar el movimiento del cable de avance durante la operación de rastrillaje.

El procedimiento que se debe tomar en cuenta para realizar el proceso de rastrillaje. Es el siguiente:

- ✓ Se fija en la pared del tajeo una alcayata entre las cajas de la veta.
- ✓ Se coloca la rondana o polea respectiva bien fijada.
- ✓ Inmediatamente se colocan los cables, de tal manera que estas sean de acuerdo al tamaño de las ranuras.

c) Plataforma.

Sirve para instalar en él la wincha. En el tajeo estas plataformas son confeccionadas mediante tablas y puntales ubicados en la dirección del echadero, debiendo estar bien aseguradas para evitar posibles desprendimientos al momento de operar la wincha.

3.3.3.3. SOSTENIMIENTO.

Para el sostenimiento de los tajeos de explotación, se emplea el Jack Pots, que consisten en un sostenimiento activo e inmediato de las cajas, el cual permite realizar la actividad de limpieza con total seguridad. Es un elemento que trabaja similar a un puntal de seguridad colocado manualmente, pero el tiempo de instalación es más rápido y eficiente. Consiste en fijar bien el puntal de seguridad en la caja piso y luego colocar el plato en la caja techo, el cual es insuflado de aire mediante una bomba manual hasta alcanzar la presión requerida.



Gráfico N° 03

3.3.3.4. RELLENO.

Consiste en la recepción de relave proveniente de la planta concentradora, el cual es depositado en un cajón de alimentación que luego es bombeado hacia los 02 silos de capacidad de 215 m³. Cada uno, luego de llenado estos silos en un promedio de 9.00 horas, pasan inmediatamente hacia los agitadores para luego ser bombeados hasta interior mina. El tiempo promedio de vaciado de cada silo es de 2 horas y 45 minutos.

Por lo tanto el caudal de alimentación a interior mina es el siguiente:

$$Q = \frac{215 \text{ m}^3}{2.75 \text{ hrs.}} = 78.18 \text{ m}^3 / \text{hora.}$$

Para el relleno de los tajeos de explotación, primeramente se debe realizar la preparación correspondiente con la colocación de puntales de línea y el

enrejado respectivo, inmediatamente debe ser cubierto por una tela arpillera (yute) en todo el largo del tajeo hasta la altura de relleno, que debe ser la altura de perforación adecuada para realizar el siguiente corte 2.20 m. inmediatamente se prosigue con la instalación temporal de tubería desde las troncales hasta el tajeo de relleno y finalmente se prosigue con el relleno correspondiente según el procedimiento.(Ver anexo plano 2)

3.4. MÉTODO DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE MECANIZADO CON TALADROS LARGOS.

Este método se aplica en las zonas donde la mineralización es del tipo diseminados o stock Works, que comúnmente se le llaman cuerpos donde las leyes de mineral son bajas, pero se obtiene un alto volumen de producción. Este método consiste en dejar cámaras vacías después de la extracción del mineral, se caracteriza por su gran productividad debido a que las labores de preparación se realizan dentro del mineral, por ello para prevenir el colapso de las paredes, los cuerpos se dividen en 2 ó más tajeos, la recuperación de los pilares se realizan al final de la etapa de minado.

En este método, el minado se ejecuta desde los niveles para predeterminedar los intervalos verticales, los subniveles son desarrollados entre los niveles principales; el mineral derribado con taladros largos en abanico desde los subniveles, cae hacia la zona vacía el cual es recuperado desde los Draw Points, para luego ser transportados hacia los echaderos principales de extracción, en el caso de Casapalca, esta operación de minado se está ejecutando en la zona del Cuerpo Mery, el mineral económico está constituido por la esfalerita (zinc), tetraedrita (plata), galena (plomo) y la calcopirita (cobre). Los minerales de ganga están representados principalmente por pirita, calcita y cuarzo.

El minado con taladros en anillo o abanico, se inicia a partir de la rosa frontal preparado en la parte inferior del tajeo, la perforación se realiza a través de los subniveles con barrenos dispuestos de forma radial en todo el perímetro de la sección transversal de la galería.

3.4.1. CONDICIONES DE APLICACIÓN.

Para ser aplicado este método de explotación, los yacimientos minerales deben tener las siguientes condiciones:

- a) El yacimiento debe ser vertical o próximo a ella.
- b) Las rocas encajonantes deben ser competentes y resistentes.
- c) El mineral debe ser también competente y con buena estabilidad.

- d) Los límites del yacimiento deben ser amplios y regulares.

3.4.2. PREPARACIÓN.

El trabajo de preparación consiste en la ejecución de accesos al cuerpo mineralizado Mery, construcción de subniveles para la perforación de taladros largos en abanico, labores para el acarreo de mineral, puntos de carguío y extracción, construcción de caras libres para el derribo del mineral, labores de servicios y coladeros de mineral.

La separación entre subniveles, tiene una longitud de 20 m. teniendo en este caso 3 subniveles dentro de los niveles principales.

Los accesos están constituidos por rampas de 3.50 m. x 3.50 m. con una gradiente que varía de 12% a 15 %, los cuales están conectados a galerías con una sección de 3.50 m. x 3.50 m. que corren en forma paralela al rumbo del cuerpo mineralizado Mery, los subniveles están formados por la gama de cruceros al cuerpo mineralizado entre ambas cajas y sus dimensiones son de 3.50 m. x 350 m.

3.4.3. CICLO DE EXPLOTACIÓN.

Las operaciones unitarias aplicadas en este método de explotación son las siguientes:

3.4.3.1. PERFORACIÓN – VOLADURA.

La perforación es en forma de abanicos con taladros ascendentes distanciados de 1.20 m. a 1.40 m. y con longitudes hasta de 14.00 m. que se realizan desde las ventanas preparadas con una sección de 3.50 m. x 3.50 m.

Diseño de los Anillos.

Antes de dar inicio con el diseño de los anillos, se hicieron las siguientes pruebas, como son:

1. Diámetro del taladro:

El diámetro de la broca seleccionada, fue de 2", puesto que este diámetro guarda relación con el equipo de perforación, facilita el carguío del explosivo y evita

parcialmente la concentración del mismo. El comportamiento de la roca con este diámetro es aceptable, si se considera que los taladros deberían permanecer limpios, sin desprendimientos interiores de materiales para poder ser cargados.

2. Longitud del taladro:

La longitud adecuada varía hasta un máximo de 14 m. la misma que presenta una desviación de 1% cantidad que permite ejercer un buen control de la perforación y el posterior carguío de los taladros. Para el caso de emplear longitudes mayores de perforación, la desviación se incrementa, por lo que los resultados de la voladura son deficientes, debido a que en el extremo de los taladros no se consigue la densidad de carga conveniente.

3. Espaciamiento tope:

De acuerdo a los estándares de perforación de Casapalca, se ha visto por conveniente fijar a 2.0 m. medidos perpendicularmente entre taladros en una sola dirección. La fragmentación obtenida es una de las razones principales de esta medida. Consecuentemente el número de taladros, no está establecido, porque esto depende del área de perforación, que en la mayor parte se realizan una cantidad de 38 taladros para un área de 20 x 25 m.

4. Espaciamiento entre anillos:

La separación con el cual se ha obtenido los mejores resultados en Casapalca es de 1.50 m., por lo tanto se ha establecido la malla de perforación de 2.00 m. x 1.50 m. respectivamente.

5. Área de la malla de perforación:

El diseño de anillos de perforación se realiza considerando un área expuesto en el ancho del block de 20 m. horizontales, por 25 m. verticales.

PARÁMETROS DE PERFORACIÓN

- ESPECIFICACIONES TÉCNICAS**
- * Área de perforación = 25 x 20 m.
 - * Longitud del taladro = variable
 - * Longitud de las barras = 12,200 mm.
 - * Diámetro de perforación = 51 mm.
 - * Espaciamiento = 2.00 m.
 - * Burden / abanico = 1.50 m.
 - * N° taladros / abanico = 38 tal.

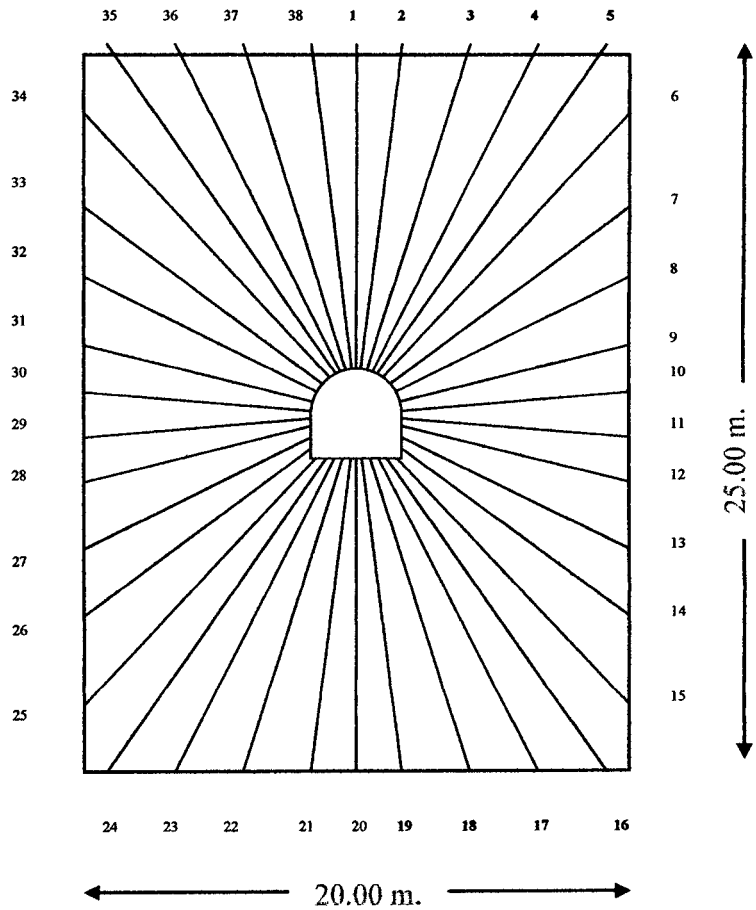


Gráfico N° 04

Para realizar el carguío de taladros largos, se deben considerar lo siguiente:

1. Equipo:

El equipo con el que cuenta para realizar el carguío respectivo de los taladros en abanico, es un cargador neumático, el mismo que cuenta con un depósito para 100 Kg. De ANFO, permitiendo una gran velocidad de carguío, como accesorios lleva mangueras de 1 ½" con 30 m. de largo aproximadamente.

2. Explosivo:

El explosivo empleado es de uso convencional como son: el ANFO, la Dinamita, el cordón detonante y los retardadores de 25 milisegundos, el factor de potencia con que se trabaja, es de 0.36 Kg. /ton., a esto se adiciona el empleo de Dinamita semexa de 45 %, 65 % y 80 % para realizar la voladura secundaria en caso de que existiesen mayores volúmenes de material fragmentado, el factor de potencia de esto oscila entre 0.04 Kg. /ton. Derribada, con lo cual el factor de potencia resultante estaría sobre los 40 Kg. /ton.

3. Descripción del carguío de anillos:

De acuerdo a la malla de voladura diseñada alrededor del perímetro de la galería, se deja 1.00 m. de taladro sin carga explosiva, luego el resto de la longitud del taladro, se divide en 4 partes y se inicia el carguío respectivo. Cada 3 taladros, se llenan totalmente, los intermedios se cargan a ¾ y ½ de longitud, de ese modo se distribuye la carga explosiva. Esto permite bajar la excesiva concentración de explosivo alrededor de la galería. Luego se conectan todos los taladros con cordón detonante para realizar el disparo, pero antes se colocan retardadores de 25 milisegundos sobre los 2 primeros anillos.

4. Fragmentación y dilución:

Al final de la voladura aproximadamente el 5 % del total del material derribado, requiere de una perforación y voladura secundaria, porque los escombros son demasiados grandes, no pueden pasar por las parrillas del echadero y porque la planta exige un tamaño mínimo de 18" para su respectiva alimentación.

La dilución calculada para el método de perforación en anillos es también de 5 %.

PARÁMETROS DE VOLADURA

ESPECIFICACIONES TÉCNICAS

- * Diámetro del taladro = 51 mm.
- * Factor de carguío = 0.40 Kg/ton.
- * Orden de encendido = Simultáneo
- * Mecha = Cordón Deton.
- * Primer = Dinamita 40 %
- * Retardador = 25 ms.

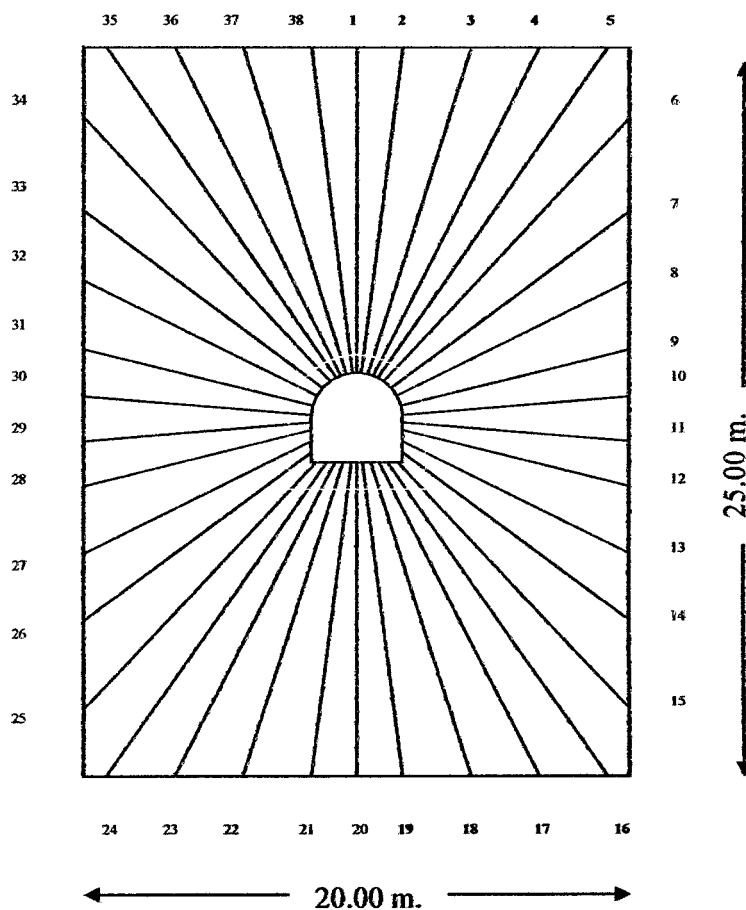


Gráfico N° 05

3.4.3.2. LIMPIEZA.

Los equipos que están a cargo de esta operación, son los Scoopstrams de 3.50 yd³. Y de 6.00 yd³. Quienes extraen el mineral desde las cámaras mediante telemandos y luego efectúan el carguío respectivo sobre los camiones MT 2010 con una capacidad de 30 Ton. Atlas Copco, quienes trasladan el mineral por las rampas de comunicación que están construidas desde el nivel 1, hasta el nivel 16. Una vez que el mineral es depositado en los echaderos principales ubicadas en el nivel 4A (Echadero 916), nivel 10 A, rompe banco nivel 10 de la zona Mery, nivel 13 A y nivel 14 de la zona esperanza estas en seguida son trasladadas hasta superficie por el pique 650.

3.4.3.3. SOSTENIMIENTO.

También denominado entibación (Fortificación), es el conjunto de procedimientos que permiten contener naturalmente o artificialmente y sin mayores alteraciones los vacíos creados por las actividades mineras durante el tiempo que sea necesario. Para el efecto se realizan diferentes tipos de estructuras que trabajan como soporte o como esfuerzo del auto sostenimiento. Los materiales utilizados son:

- ✓ Roca in-situ o fragmentada (pilares, vigas, puentes, pircas, etc.)
- ✓ Madera (cuadros, puntales, pilares, etc.)
- ✓ Fierro (pernos de anclaje, arcos o cerchas (cimbras), bastidores, etc.)
- ✓ Concreto y sus combinaciones (Shotcrete).

Sostenimiento con Roca in-situ: Pilares

Un estudio del comportamiento de los pilares comprende las siguientes etapas:

- a) Determinar la carga vertical que soporta.
- b) Calcular la resistencia del pilar efectuando pruebas de laboratorio (resistencia a la compresión de probetas cúbicas de roca en estudio).
- c) Analizar las reacciones de techo y piso ante el trabajo de contención del pilar.

- d) Para una misma altura de pilares, el de mayor sección será más resistente que otro de menor sección.
- e) Para una misma sección del pilar, el más bajo será más resistente que otro de mayor altura.
- f) El radio de separación entre pilares va de 20 a 30 pies, la luz máxima de la cámara entre pilares, es generalmente el doble del ancho medio de los pilares.

Gráfico N° 04

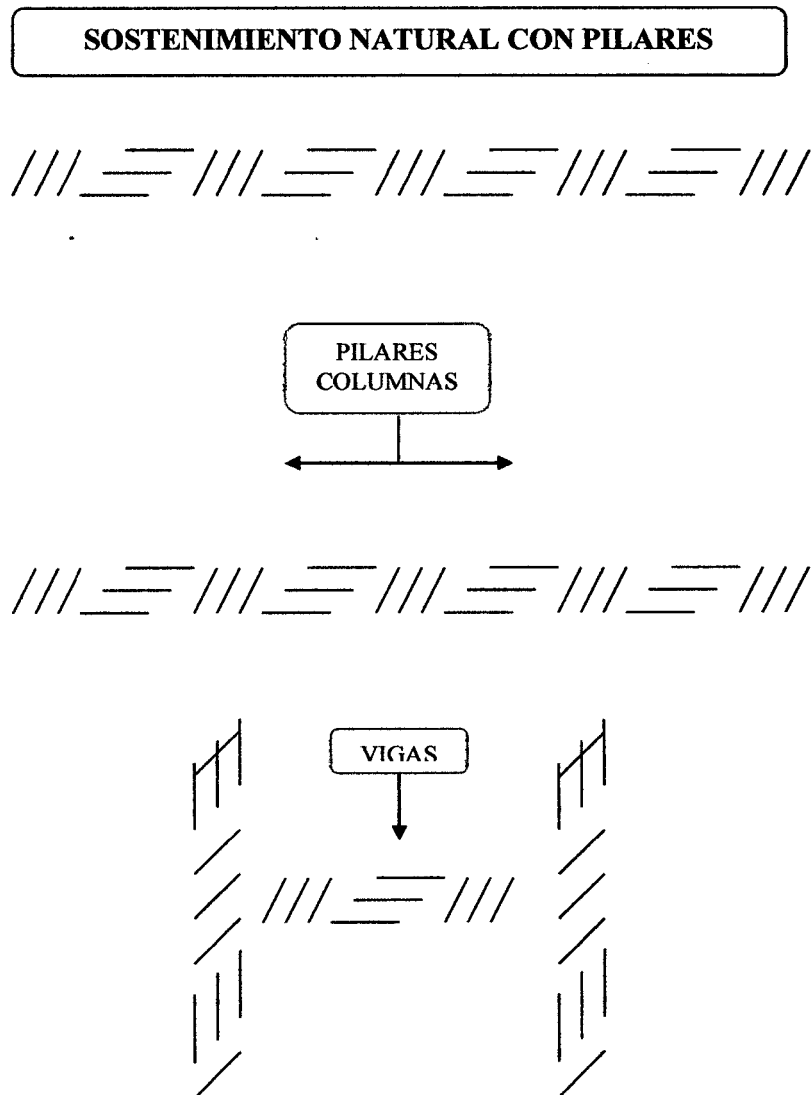


Gráfico N° 06

3.4.3.4. RELLENO.

El control del terreno en los tajeos con taladros largos, merecen especial cuidado en cuanto a su estabilidad debido a que se dejan enormes cámaras vacías luego de la extracción del mineral, por lo que en Casapalca se ha previsto el mencionado problema con la realización de un relleno de tipo mixto, que consiste primeramente en el relleno de desmonte o material detrítico por medio de equipos LHD y posteriormente el relleno hidráulico para prevenir posibles alteraciones del terreno.

Para el relleno de los tajeos se cuenta con una planta de relleno hidráulico ubicada en la cancha de relaves de la zona Elodia a una altura de 4,700 m.s.n.m. Y una red de tuberías que permiten un relleno rápido y oportuno de los tajos en explotación.

CORTE Y RELLENO MECANIZADO CON TALADROS LARGOS

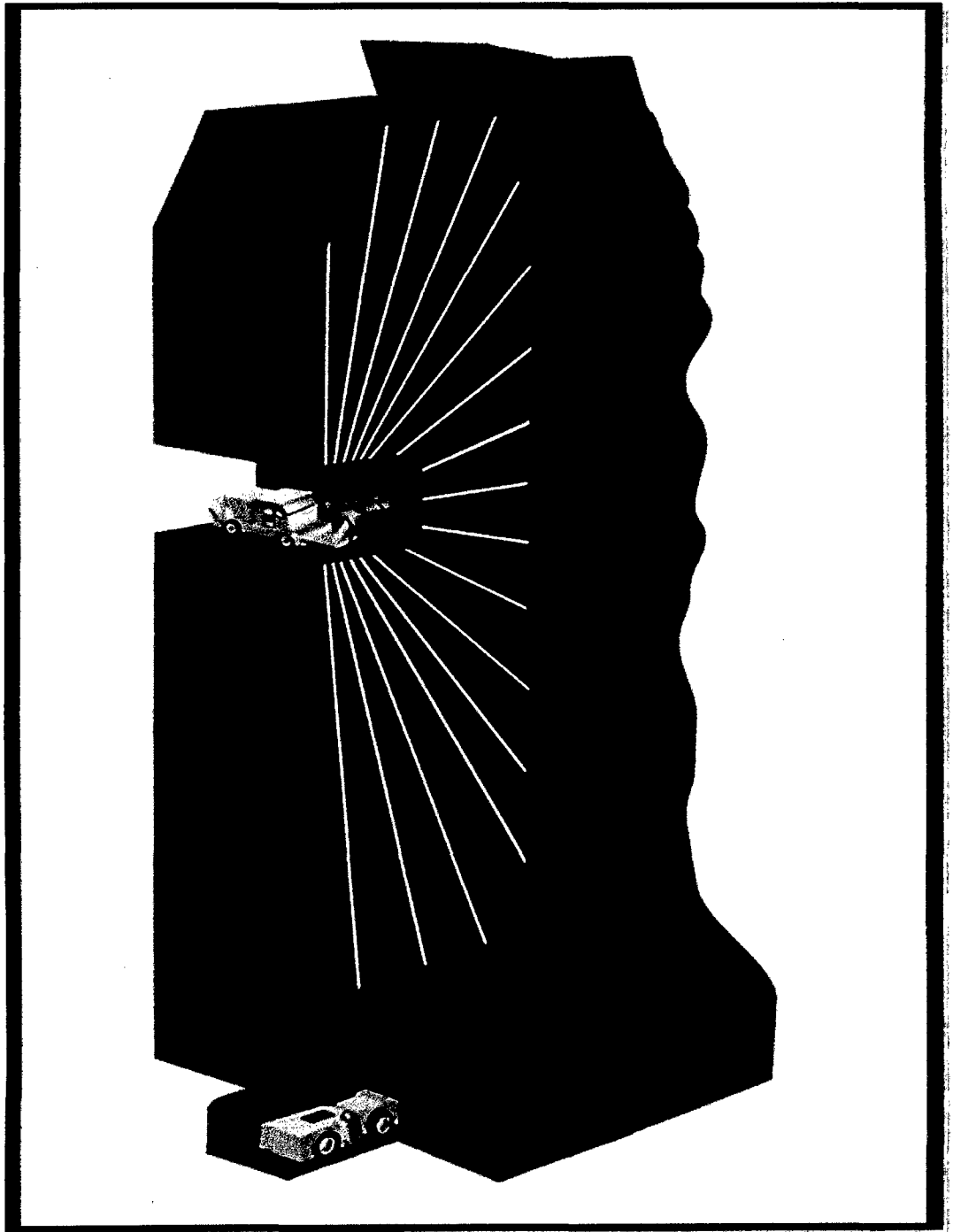


Gráfico N° 07

ANÁLISIS COMPARATIVO DE LOS MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN

TABLA 3.4 (a)

PARÁMETROS	CORTE Y RELLENO CONVENCIONAL	CORTE Y RELLENO MECANIZADO
Longitud (m).	60.00	100.00
Altura (m).	50.00	50.00
Ancho de minado (m).	0.50 – 2.00	2.00 – 10.00
Producción mensual (TMS/mes)	25,000	125,000
Altura de corte (m).	2.20	10.00
Número de cortes (unidad).	21.00	5.00
Vida del tajo (meses).	11.00	5.00

TABLA 3.4 (b)

PARÁMETROS	CORTE Y RELLENO CONVENCIONAL	CORTE Y RELLENO MECANIZADO
Recuperación de mineral.	Alta	Baja
Dilución.	Baja	Alta
Selectividad.	Alta	Baja
Volumen de producción.	Baja	Alta
Productividad.	Baja	Alta
Seguridad.	Alta	Baja
Costo de minado.	Alto	Bajo

3.5. PERSONAL.

La cantidad de personal que labora en la Cía. Minera Casapalca está conformado por empresas especializadas como se detalla a continuación.

TABLA 3.4 (c)

NOMBRE DE LA COMPAÑÍA Y E.E.	N° DE TRABAJADORES		
	N° DE OBREROS	N° DE EMPLEADOS	TOTAL DE PERSONAL
CASAPALCA	235	92	327
MIRCASEC	160	1387	1547
ISAMIN	8	62	70
LOS TALLANES	16	73	89
GIGANTE	2	6	8
SUAL INGS.	5	17	22
ROCK DRILL CTT	6	16	22
TUMI CTTS MIN SAC	16	0	16
LUBEPO	27	81	108
ATLAS COPCO	6	0	6
FERREYROS S.A.A.	5	0	5
SIRIUS SEG. PRIVADO	1	59	60
SG. NATCLAR SAC.	6	0	6
DELLY FOOD SERVICE	1	11	12
REP. CCENTE	3	7	10
SERV. MULT. GEONORE	3	0	3
SERV. INV. VICTORIA	2	8	10
REP. HNOS TORRES SAC.	10	0	10
SERV. GEN REYES	1	7	8
TOTAL	513	1826	2339

3.6. EQUIPO EMPLEADO.

EQUIPO DE PERFORACIÓN MANUAL.

El equipo de perforación empleado en la explotación de las vetas Oroya, Esperanza y Juanita, está conformada por máquinas perforadoras manuales de tipo Jackleg y Stoper de las marcas y cantidades siguientes:

TABLA 3.4 (d)

ZONA	MARCA	MODELO	TIPO	CANT.
OROYA	SECO		Jackleg	6
ESPERANZA	SECO		Jackleg	2
JUANITA	SECO		Jackleg	4
MERY	SECO		Jackleg	4
Total				66
OROYA	SECO		Stoper	35
ESPERANZA	SECO		Stoper	30
JUANITA	SECO		Stoper	18
MERY	SECO		Stoper	2
Total				85

EQUIPO DE PERFORACIÓN MECANIZADO.

El equipo de perforación empleado en la explotación del cuerpo Mery es el siguiente:

TABLA 3.4 (e)

ZONA	MARCA	MODELO	TIPO	CANT.
MERY	TAMROCK	AXERA	JUMBO	2
MERY	ATLAS COPCO	BOOMER 281	JUMBO	4
MERY	ATLAS COPCO	ROCKET S1D	JUMBO	2
MERY	ATLAS COPCO	H - 157	SIMBA	4

EQUIPO DE LIMPIEZA.

El equipo de limpieza empleado para la extracción en la zona Mery y Esperanza en lo que concierne a cuerpos es el siguiente:

TABLA 3.4 (f)

ZONA	MARCA	MODELO	TIPO	CANT.
ESPERANZA	TAMROCK	TORO ELÉCT	Scoops 1.5 yd3.	2
MERY	CAT	R – 1300 I	Scoops 3.5 yd3.	6
MERY	CAT	ST – 1600 I	Scoops 6 yd3.	4
MERY	TAMROCK	WAGNER	Scoops 2.2 yd3.	2
MERY	ATLAS COPCO	TORO D - 2	Scoops 1.5 yd3.	4

El equipo de limpieza empleado para la extracción de mineral y desmonte en la zona de vetas, es el siguiente:

TABLA 3.4 (g)

ZONA	MARCA	MODELO	TIPO	CANT.
OROYA	EIMCO	Nº 12	Pala Neumática	6
ESPERANZA	EIMCO	Nº 12	Pala Neumática	5
JUANITA	EIMCO	Nº 12	Pala Neumática	2
Total				13
OROYA	SLUSHER	FF – 211	Winche 15 HP	35
ESPERANZA	SLUSHER	FF – 211	Winche 15 HP	30
JUANITA	SLUSHER	FF – 211	Winche 15 HP	18
Total				83

EQUIPO DE TRANSPORTE.

El equipo de transporte empleado como es el caso de locomotoras en las diferentes zonas, es el siguiente:

TABLA 3.4 (h)

ZONA	NIVEL	MARCA	PESO TC	CANT.
OROYA	435	SERMINSA	06	01
OROYA	435	GOODMAN	06	01
OROYA	7	WR - 18	03	01
OROYA	8	WR - 18	03	01
OROYA	8	CLAYTON	04	01
OROYA	9	CLAYTON	04	01
OROYA	9	WR - 18	03	01
OROYA	10	CLAYTON	04	03
OROYA	12	WR - 18	03	01
OROYA	12	CLAYTON	04	01
Total				12
ESPERANZA	4	GOODMAN	06	03
ESPERANZA	7	GOODMAN	04	01
ESPERANZA	10	CLAYTON	04	02
Total				06
MERY	4	GOODMAN	06	02
MERY	4	CLAYTON	06	02
Total				04

El equipo de transporte empleado en la zona de cuerpos como son los Dumper es el siguiente:

Cuadro N° 16

ZONA	MARCA	MODELO	TIPO	CANT.
MERY	TAMROCK	417	Dux 20 Ton.	6
MERY	ATLAS COPCO	MT - 2010	Dumper 30 Ton.	6
Total				12

3.7. RENDIMIENTOS.

Los rendimientos logrados en la explotación de vetas angostas como en cuerpos mediante el método de corte relleno ascendente tanto convencional como mecanizado, es la siguiente:

Recuperación de mineral	=	90 %.
Rendimiento de explotación (RE)	=	2.19 TM/hombre-gdia.
Rendimiento mina (RM)	=	1.14 TMS/hombre-gdia.
Rendimiento general (RG)	=	1.05 TMS/hombre-gdia.
Toneladas por taladro (Cuerpos)	=	3.50
Toneladas por taladro (Vetas)	=	1.08
Factor de potencia (Kg. /TM)		
Dinamita	=	0.68
Anfo	=	1.51

3.8. COSTOS DE EXPLOTACIÓN.

El costo de explotación para el método de corte y relleno ascendente mecanizado es de 5.80 US\$/TM.

CAPÍTULO IV

EVALUACIÓN DE LOS SISTEMAS DE EXTRACCIÓN EN PROFUNDIDAD

4.1. EVALUACIÓN DE LOS SISTEMAS DE EXTRACCIÓN.

4.1.1. EXTRACCIÓN POR PIQUES INCLINADOS.

La alternativa de extracción por un Pique Inclinado, desde el nivel 18, hasta el nivel 1, no es recomendable, debido a que el pique inclinado es más ideal para el caso donde el yacimiento mineral son de vetas y tienen un buzamiento paralelo a la construcción del pique inclinado; quiere decir que si el buzamiento de la veta como en el caso de Casapalca en la zona Oroya o Esperanza tiene una inclinación de 73° , entonces el pique también debe ser diseñado y construido con esa misma inclinación, de manera que a mayor profundidad, la infraestructura del pique no se aleje de la estructura mineralizada y las labores de desarrollos sean más cortos y más económicos.

En el caso de la compañía Casapalca la extracción se realiza por inclinados sucesivos a 30° de inclinación.

EXCAVACION DEL PIQUE INCLINADO 874 - SOLEDAD OROYA

PARAMETROS

Sección:	2.2 m x 5.0 m.	
Longitud	25.00	m
Tipo de Roca:	Semidura	
Longitud de perforación:	1.75	m
Eff. perforación:	1.65	m
Eff. Voladura:	1.30	m
Nº de Taladros:	68.00	Tal.
Factor de carga de Explosivo	3.86	Kg/m3
Flujo máximo de agua de filtración:		
Número de Tareas/Gdia.	1.25	Gdias.

I. COSTOS DIRECTOS:

1.- MANO DE OBRA

DESCRIPCION	PU	CANT.	Importe	Sub Total S/.	Total S/.
1.1 Perforación					
Piqueros	32.67	3.00	122.51		
Ayudantes	25.48	3.00	95.55		
Bomberos	22.00	1.00	27.50	245.56	
		7.00			
Leyes Sociales	100.94%			247.87	
Alimentación				87.5	580.93
1.2 Limpieza					
DESCRIPCION	PU	CANT.	Importe	Sub Total S/.	Total S/.
Winchero	32.67	2.50	102.09		
Volteador	25.48	2.50	79.63		
Llenadores	22.00	10.00	275.00		
Bomberos	22.00	2.50	68.75	525.47	

Leyes Sociales	100.94%		17.50		530.41	
Alimentación					218.75	1,274.63
1.3.-Supervision						
Ing. de Turno	1 x 1guard.	250	1.00	313		
Capataz	1 x 1guard.	83.33	1.00	104	416.66	
			2.00			
Leyes Sociales	57.28%				238.66	
Alimentación					25	680.33
TOTAL MANO DE OBRA						2,535.89
2.-EXPLOSIVO POR DOS GRADINES						
DESCRIPCION	PU	CANT.	Importe	Sub Total S/.	Total S/.	
D.semexa 65% 11m2x1.3mx3.86Kg/m3	6.04	55.20	333.40			
Fanel	3.47	68.00	235.96			
Cordón detonante	0.42	30.00	12.60			
Carmex 2.70	1.55	4.00	6.20	588.16	588.16	
3.-PERFORACION POR DOS GRADINES						
DESCRIPCION	PU	CANT.	Importe	Sub Total S/.	Total S/.	
Pies Perforado(Barrenos) Ft.	0.24	368.11	88.35			
Pies Perforados (Repuesto Maqui.) Ft.	0.154	368.11	56.54			
Manguera jebe 1" en m	0.033	368.11	11.97			
Manguera jebe 1/2" m	0.026	368.11	9.39			
Conexiones de 1"	0.004	368.11	1.37			
Conexiones de 1/2"	0.003	368.11	1.02			
Aguzadora Barreno Inc.Mtto	0.050	368.11	18.41			
Piedra Esmeril	0.040	368.11	14.72			
Aceite de Perforación	0.025	368.11	9.05	210.82	210.82	

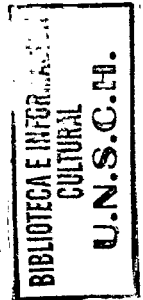
4.-IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD						
DESCRIPCION		PU	CANT.	Importe	Sub Total S/.	Total S/.
Ropa de Jebe		0.53	26.50	14.05		
Guantes de Cuero		0.33	26.50	8.75		
Botas de Jebe		0.29	26.50	7.69		
Mameluco		0.41	26.50	10.87		
Casco de Seguridad		0.11	26.50	2.92		
Correa de Seguridad		0.08	26.50	2.12		
Arnés		1.25	26.50	33.13		
Respirador Contra Polvo		0.28	26.50	7.42		
Tapones de Oído		0.02	26.50	0.53		
Lámpara a Batería		0.56	26.50	14.84		
TOTAL IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD					102.29	102.29
5.- HERRAMIENTAS						
DESCRIPCION		PU	CANT.	Importe	Sub Total S/.	Total S/.
Costo Herramientas 5 % M.O.		0.05	2535.89	126.79435		126.79
TOTAL COSTO DIRECTO						3,563.95
II. COSTOS INDIRECTOS						
Utilidad 10%						356.39
Imprevistos 5%						178.20
TOTAL COSTOS INDIRECTOS						534.59
COSTO POR METRO DE AVANCE S/.						4,098.54
COSTO POR METRO DE AVANCE S/.						1,366.18

CALCULO DE COSTO POR IZAJE EN INCLINADO 1400 NV.14 AL NV.10

PARAMETROS

Izaje	Inclinado 1000				
N° de Carros	3	U - 35	Ciclo Promedio:	8.88	min.
Rendimiento / 8 Horas	41	Viaje	Capacidad Carros	0.86	m ³
Toneladas izadas	304.6464	TM	Volumen total	2.58	m ³

RUBRO	P.U	CANT.	Importe	Sub Total S/.	Total S/.
<u>1.- MANO DE OBRA</u>					
Winchero	40.00	1	40.00		
Ayudante Winchero - Volteador	35.00	2	70.00		
Chutero	35.00	2	70.00	180.00	
		5			
Alimentación			62.50		242.50
Leyes Sociales	95.65%				231.95
<u>2.- IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD</u>					
Ropa de Jebe	0.53	5	2.65		
Guantes de Cuero	0.33	5	1.65		
Botas de Jebe	0.29	5	1.45		
Mameluco	0.41	5	2.05		
Casco de Seguridad	0.11	5	0.55		
Correa de Seguridad	0.08	5	0.4		



Arnés	1.25	5	6.25		
Respirador Contra Polvo	0.28	5	1.4		
Tapones de Oído	0.02	5	0.1		
Lámpara a Batería	0.56	5	2.8		19.30
TOTAL COSTO DIRECTO					493.75
COSTOS INDIRECTOS					
Sub total					
Utilidad	15%			74.06	
Imprevistos	2.5%			12.34	
SUBTOTAL COSTOS INDIRECTOS					86.41
RESULTADO GLOBAL					580.16
Costo Total / m3 de Carga Esponjada:					5.48
Costo Total / TM de Carga Esponjada:					1.90
Costo Total \$ / TM de Carga Esponjada:					0.63
Total a izar 4 inclinados					2.54

4.1.2. EXTRACCION POR RAMPAS.

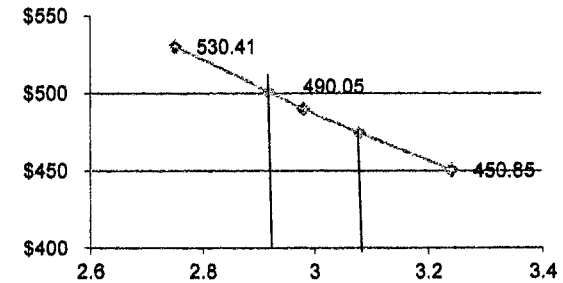
La alternativa de extracción por Rampa implica la construcción de una Rampa de 3.50 m x 3.50 m. de sección desde el nivel 1 hasta el nivel 18, con 12° de gradiente negativa y 8,500 m. de longitud; Así como un conjunto de ore pass, chimeneas y ventanas para extraer el mineral desde los niveles inferiores de producción.

Esta alternativa permitirá contar con una capacidad de extracción de 20,000 Ton/mes, el transporte de personal, maquinarias y demás materiales directamente en vehículos mecanizados hasta las zonas de trabajo.

PARTIDA NO. 001 - Rampa 3.5m x 3.5 m. (Con scoopstram de 6.0 yd3)

**PARAMETROS
TÉCNICOS:**

			Eff. Vol.	Avan.(m)	PU (US\$/m)
Sección	3.50	3.50 m	85%	2.75	530
Gradiente		-12%	90%	2.92	501
Tipo de roca		I y II	92%	2.98	490
Cuneta	0.40	0.40 m.	95%	3.08	475
Volúmen insitu / m		12.25 m3			
Factor de esponjamiento		30%			
Volúmen roto / m		15.93 m3			
Volúmen / disparo		49.02 m3			
Ton. Rotas / disparo		141.17 TM			
No. de tals. =		38 Tal.			
Long. de barreno:		12 pies			
Perforac. Efectiva.		10.80 pies			
Eff. de perforac. :		90%			
Eff. de Voladura.:		95%			
Avance efectivo/disparo :		3.08 m			
Tipo de cambio:		3			



I. COSTOS DIRECTOS:

1. MANO DE OBRA.

					Parcial	Total
					<u>Soles/disp</u>	<u>Soles/disp</u>
1.1. Obreros (Jornales):	Tarea	J. Básico	Incidencia	TOTAL		
Operador de Jumbo	1	45.00	0.50	22.50		
Ayte. operador jumbo	1	38.00	0.50	19.00		
Disparador	1	40.00	0.50	20.00		
Ayte. Disparador	1	35.00	0.50	17.50		
Operador scooptram	1	40.00	0.50	20.00		
Tubero / Bombero	1	30.00	1.00	30.00		
Ayte Tubero (cunetero)	1	24.00	1.00	24.00		
Sub-total	7	252	4.5	153.00		
Leyes y Beneficios sociales	92.17%			<u>141.03</u>		
TOTAL						294.03
1.2. Supervisión y personal de apoyo (Sueldos).						
	(a)	(b)	(d)	(c)	(e)	
	cantidad	Sueldo	sueldo/dia	tareas/ciclo	soles/ciclo	
Jefe de guardia	1	3,000	100	1/3	33.33	
Capataz mina	1	1,200	40	1/3	13.33	
Mecánico de mantto.	1	1,500	50	1/3	16.67	
Electricista de mantto.	1	1,500	50	1/3	16.67	
Topógrafo	1	2,000	67	1/3	22.22	
Ayte Topógrafo	1	1,700	57	1/3	18.89	
Bodeguero	1	960	32	1/3	10.67	

Sub-total	7	11,860	395	2.33	131.78	
Leyes y beneficios Sociales	74.06%				<u>97.60</u>	
TOTAL						229.38
No. de labores (L)	3					
Cálculos:	$d = a \times b / 30$	$c = a / L$		$e = d \times c$		
TOTAL MANO DE OBRA / DISPARO						523.40
2. MATERIALES						
2.1. Perforación:						
Barras de 12' x 1.5"						
		Soles x EA	V. Útil (pies)	Soles / PP.		
Barra		708.00	1500	0.47		
Costo de barrenos	38 tals. x		0.47 x	soles/pie	10.80 pies =	193.71
Broca de botones de 50 mm.						
Broca		495.60	900	0.55		
Costo de barrenos	38 tals. x		0.55 x	soles/pie	10.80 pies =	225.99
Shank Adapter.						
Shank Adapter		900.00	3000	0.30		
Costo de barrenos	38 tals. x		0.30 x	soles/pie	10.80 pies =	123.12
Coplas:						
Coupling de 1.5" x 6"		510.00	3000	0.17		

Costo de barrenos	38 tals.	x	0.17	soles/pie	x	10.80 pies	=	69.77	
Broca escareadora de 3.5".									
Broca escareadora	1,050.00		2000	soles/pie	0.53				
Costo de barrenos	2 tals.	x	0.53	soles/pie	x	10.80 pies	=	11.34	
Otros accesorios de perforación:									
	mts.	S/. x m	S/.	V. út.	(Días)	Ciclos	S/. x ciclo		
Manguera de 1" dia.	30	8.40	252.00	75		150	1.68	1.68	
Copas de afilado	50.47	soles /	40.00	afiladas	x	1.00	=	1.26	
Accesorios de perforación		10%	del costo de	Mangueras				<u>0.17</u>	
Costo total de perforación									627.04
2.2. Voladura									
Exagel 65% x1 1/2x7"	38	tals. x	0.90	soles/unid.	x	12.00	unid/tal =	409.64	410.40
Fanel Blanco	38	tals. x	3.83	soles/unid.	x	1.00	unid/tal =	145.54	
Pentacord 5P	10	mt. x	0.42	soles/mt.				4.20	
Fulminante de aluminio N. 6	2	Und/disp. x	0.32	soles/unid.				0.63	
Guía de Seguridad	14	pies / disp. x	0.28	soles/pie.				<u>3.92</u>	
Costo total de voladura									563.93
2.3. Implementos de Seguridad (Anexo 4):				Costo/ tarea	tareas				
				1.45	9.33			13.52	
2.4. Herramientas y otros (Anexo 4):				1.78	9.33			16.62	

TOTAL MATERIALES					1221.11	1,221.11
TOTAL COSTO DIRECTO						1,744.51
II. COSTOS INDIRECTOS						
2.4. Gastos Generales y de Administración		10.00%	del Costo directo		174.45	
2.5. Contingencias		5.00%	del Costo directo (M. de O.)	1.50%	26.17	
2.6. Utilidad		15.00%	del Costo directo		261.68	
TOTAL COSTOS INDIRECTOS		30.00%			462.30	462.30
III. EQUIPOS:						
3.1. Jumbo de 1 bzo.	90.00	US\$/hr x	2.5 hm / frente		675.00	
3.2. Scooptram de 6.0 yd3	65.00	US\$/hr x	4.0 hm / frente		780.00	
3.3. Bomba sumergible	6.50	US\$/hr x	2.5 hm / frente		48.75	
3.4. Ventilador 30,000 CFM	2.12	US\$/hr x	5.0 hm / frente	1.5	31.80	
3.5. Volquete NL 12.	30.00	US\$/hr x	4.0 hm / frente		360.00	
3.6. Teodolito	3.50	US\$/hr x	1.0 hm / frente		10.50	
3.7. Nivel	2.20	US\$/hr x	1.0 hm / frente		6.60	
3.8. Camión Mitsubishi de 4 t.	15.00	US\$/hr x	2.7 hm / frente		120.00	
3.9. Camioneta para supervisión	12.00	US\$/hr x	2.7 hm / frente		96.00	
3.10. Scissor lift	35.00	US\$/hr x	- hm / frente		0.00	
Total equipos					2,128.65	2,128.65
COSTO TOTAL POR DISPARO					Soles/disp	4,335.46
COSTO POR METRO LINEAL					Soles/ml.	1,408.53
COSTO \$ METRO LINEAL					US\$/ml.	469.51

CALCULO DEL COSTO DE PROPIEDAD OPERACIÓN DE CAMION WAGNER MT 2010

MARCA					EPAUS
MODELO					MT 2010
TRAMMING CAPACITY					30 TM
Sección I. COSTOS DE ADQUISICIÓN Y AJUSTES:					US\$
1. Precio de Lista Ex-fábrica (Precio FOB).					250,000
2. Embarque, Flete, seguro, otros honorarios	3% del FOB				7,500
3. Precio CIF callao					257,500
4. Derechos de aduana, Impuestos	38% del FOB				95,000
5. Precio de entrega Almacén Lima y/o Mina					352,500
6. Costo de Neumáticos	1500 US\$/unid.	4 Unids.			6,000
7. Valor neto para depreciación					346,500
Sección II. COSTOS DE PROPIEDAD:					US\$/Hr.
	hpd	dpw	wpy	hpy	
8. Horas netas de operación/año	15	7	50	5,250	
9. Años de depreciación de la Unidad	3.81 años				
Vida útil estimada (Tabla 2)	20,000	horas			

10. Costo de Inversión Horaria		7.50
AAI =	63.13%	
II & T =	18.00%	
11. Costo de depreciación horaria		17.33
12. Costo total de propiedad / hora		24.82
Sección III. COSTOS DE OPERACIÓN:		
13. Costo de petróleo D-2.		19.86
HP del Motor	180	
Eficiencia operativa	65%	
Consumo de D-2/hp-hr.	0.12 gal/hp-hr.	
Costo de combustible Diesel No. 2	1.41 US\$/gal.	
14. Costo del cable de operación (Operación cable) + 15% de reparación.		-
Diámetro del Cable	1.5 pulgs.	
Longitud del cable	0 m	
Costo Unitario	15 US\$/m	
Vida útil	5,250 hr	
15. Mant. Preventivo (incluye petróleo, lubricantes, filtros, M de O.)	25%	4.97

16. Costo de reparaciones, basado sobre un % del precio de entrega		12.50
Factor de reparación	100%	
17. Costo de neumáticos		2.40
Vida útil sin recapado (tabla 1)	2,500 hours.	
18. Costo de reparación de neumáticos	15% del ítem 17	0.36
19. Costo de mano de obra (Operador del equipo)		
Salario Básico	12.90 US\$/tarea	3.15
Beneficios Sociales	95.27% no incluye pactos colectivos.	
20. Costo total de Operación		43.23
21. COSTO TOTAL DE PROPIEDAD-OPERACIÓN DEL EQUIPO		68.06
<i>RENDIMIENTO HORARIO (RADIO OPERACIÓN PROMEDIA = 8,500 m.)</i>		<i>68.06</i>
	<i>TM/Hr.</i>	
COSTO DE ACARREO	US\$/TM	2.27

4.1.3. EXTRACCION POR PIQUE VERTICAL.

Generalmente la metodología más barata consiste en la explotación desde superficie de los afloramientos de mineral con el sistema conocido de cielo abierto.

Otras veces, la disposición de la capa o del filón de mineral obliga a su explotación subterránea, mientras el mineral no se encuentre a excesiva profundidad, el método de extracción de mineral más habitual es por ejecución de rampas, galerías y túneles que permitan el acceso hasta la zona de minado. Hay momentos en que estas distancias se hacen excesivas debido a la profundidad a la que empieza a encontrarse el mineral.

Esto se acentúa aún más cuando los sondeos diamantinos que se efectúan desde dentro de las explotaciones acceden a nuevas zonas aún más profundas en las cuales el mineral está presente. Llegado este momento, Casapalca se ve obligado a replantear el sistema extracción. La alternativa más usual es emplear un sistema de Pique Vertical que permite el acceso de los operarios en las zonas más profundas de un modo más rentable y rápido, extrayendo el mineral por izado de skips, hasta niveles superiores.

DE LA TABLA DE COSTOS DE CONSTRUCCION DEL PIQUE 790 OROYA

RESUMEN DE COSTO DE CONSTRUCCION DEL PIQUE VERTICAL		
790 ZONA OROYA		
COSTO DE PROFUNDIZACION	US\$	4,820,401.60
COSTO PARCIAL, MAT. EQ. Y MAQUINARIA	US\$	460,018.34
COSTO DIRECTO DE PROFUNDIZACION	US\$	5,280,419.94
IMPREVISTOS 10 %	US\$	528,041.99
ESCALAMIENTO 5 %	US\$	264,021.00
COSTO TOTAL PROFUNDIZACION PIQUE	US\$	6,072,482.93
METROS A PROFUNDIZAR EL PIQUE	US\$	374.00
COSTO TOTAL \$ / M	US\$	16,236.59

CALCULO DE COSTO POR IZAJE EN PIQUE 790 NV.18 AL NV.435

PARAMETROS

Izaje	Con Winche en Pique 790				
N° de Carros	1	Balde	Ciclo Promedio:	9.5	min.
Rendimiento / Turno de 8 Horas	40	Carros	Capacidad Carros	1.85	m ³
Toneladas izadas	613.7856	TM	Volumen total	5.33	m ³
				15.34464	

RUBRO	P.U	CANT.	Importe	Sub Total S/.	Total S/.
<u>1.- MANO DE OBRA</u>					
Winchero	32.67	1	32.67		
Chutero	25.48	2	50.96	83.63	
		3			
Alimentación			37.50		121.13
Leyes Sociales	95.65%				115.86
<u>2.- IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD</u>					
Ropa de Jebe	0.53	5	2.65		
Guantes de Cuero	0.33	5	1.65		
Botas de Jebe	0.29	5	1.45		
Mameluco	0.41	5	2.05		
Casco de Seguridad	0.11	5	0.55		
Correa de Seguridad	0.08	5	0.40		
Arnés	1.25	5	6.25		
Respirador Contra Polvo	0.28	5	1.40		
Tapones de Oído	0.02	5	0.10		

Lámpara a Batería	0.56	5	2.80	19.30
TOTAL COSTO DIRECTO				256.29
COSTOS INDIRECTOS				
Sub total				
Utilidad	15%			38.44
Imprevistos	2.5%			6.41
Resultado Global				301.14
Costo Total / m3 de Carga Esponjada:				1.41
Costo Total / TM de Carga Esponjada:				0.49
Costo Total \$ / TM de Carga Esponjada:				0.16

4.2. PARÁMETROS EN LA SELECCIÓN DEL SISTEMA DE EXTRACCIÓN.

4.2.1. RESERVAS DE MINERAL.

TABLA 4.2.1

AÑO al 31 de diciembre	T.M.S	A.V./C.	A.M.	Ag	Pb	Cu	Zn	Valor
		(m)	(m)	Oz/TC	%	%	%	US\$/TMS
VETAS								
2,003	1'676,610	0.89	1.10	6.59	2.17	0.20	2.43	44.11
2,004	1'946,650	0.91	1.12	6.73	2.10	0.23	2.51	62.40
2,005	1'819,330	1.46	1.67	5.77	1.75	0.24	2.34	54.78
2,006	1'638,640	1.10	1.13	6.09	1.41	0.23	1.97	52.84
2,007	1'476,490	1.05	1.25	6.09	1.25	0.25	1.76	50.61
2,008	1'361,170	1.01	1.23	6.15	1.34	0.28	1.85	52.34
2,009	1'531,820	1.12	1.31	5.92	1.67	0.32	2.27	55.74
2,010	1'571,330	1.15	1.34	6.03	1.73	0.34	2.34	57.39
2,011	1'546,200	1.12	1.32	5.86	1.67	0.31	2.34	55.80
2,012	2'008,390	2.12	2.30	5.66	1.73	0.32	2.40	55.72
2,013	2'113,200	2.18	2.35	5.94	1.74	0.34	2.38	57.49
2,014	2'252,060	1.78	1.96	6.22	1.73	0.35	2.32	58.60
CUERPOS MERY								
2,003	492,480	14.69	14.79	2.03	0.33	0.25	3.38	23.92
2,004	1'755,860	20.31	20.41	1.52	0.32	0.24	3.02	27.17
2,005	1'981,878	33.26	33.36	1.58	0.37	0.30	3.46	30.71
2,006	3'383,162	2.51	2.61	1.07	0.22	0.32	3.13	26.48
2,007	4'000,996	13.12	13.22	0.93	0.20	0.32	3.11	25.61
2,008	4'022,693	11.86	11.96	0.82	0.19	0.32	3.10	25.08
2,009	3'698,851	11.44	11.54	0.78	0.18	0.31	2.98	24.11
2,010	3'275,936	10.65	10.75	0.74	0.16	0.31	2.79	22.76
2,011	2'726,991	10.41	10.51	0.68	0.14	0.30	2.71	21.98
2,012	2'262,630	10.49	10.59	0.68	0.17	0.29	2.64	21.52
2,013	3'336,826	11.97	12.07	0.77	0.30	0.27	2.40	20.65
2,014	2'592,807	8.17	8.27	0.82	0.26	0.29	2.35	20.85
CUERPOS CARLOS								
2,010	32,105	4.83	4.93	0.38	0.02	1.12	0.11	17.02
2,011	46,050	5.06	5.16	0.34	0.02	1.06	0.28	17.04
2,012	27,220	4.10	4.20	0.33	0.02	0.96	0.41	16.43
2,013	88,219	4.85	4.95	0.30	0.04	0.90	0.20	14.43
2,014	41,273	5.39	5.49	0.34	0.03	0.83	0.31	14.08

CUERPO VELITO								
2,011	15,938	3.03	3.13	2.47	0.04	3.79	0.03	61.21
2,012	31,814	9.83	9.93	2.32	0.16	2.90	0.22	50.18
2,013	25,457	9.52	9.52	1.78	0.27	1.95	0.31	65.98
2,014	1,638	2.11	2.11	1.12	0.16	0.68	0.23	15.63
CUERPO CAROLINA								
2,013	47,768	3.71	3.81	1.99	0.46	1.96	0.54	38.66
2,014	71,986	4.72	4.82	1.45	0.56	1.43	0.42	28.69
CUERPO CARLA								
2,014	20,663	5.72	5.82	0.96	0.08	1.04	0.05	18.50

En la zona de vetas, ya se cuenta con 03 Piques:

- ✓ 01 Pique Vertical de tres compartimientos (PQ – 790); desde el nivel 435, hasta el nivel 10.
- ✓ 01 Pique Inclinado de tres compartimientos (PQ – 885 Soledad); desde el nivel 4, hasta el nivel 10.
- ✓ 01 Pique Inclinado de dos compartimientos (PQ – 275 Patty); desde el nivel 4, hasta el nivel 18.

En la zona de cuerpos, las reservas de mineral que se muestran, requieren la construcción de un Pique Vertical para extraer el mineral de las profundidades.

- ✓ 01 Pique Vertical de tres compartimientos (PQ – 650 Alex); desde el nivel 1, hasta el nivel 19.

En la zona de vetas Oroya y Esperanza, las reservas de mineral que se muestran, requieren la profundización del Pique Vertical 790 para extraer el mineral de las profundidades.

- ✓ 01 Pique Vertical de tres compartimientos (PQ – 790); profundización desde el nivel 11, hasta el nivel 18.

4.2.2. EFICIENCIA DE LA EXTRACCIÓN.

TABLA 4.2.2

PARÁMETROS	PIQUE INCLINADO	RAMPA(-)	PIQUE VERTICAL
Sección (m2).	5.00 x 2.10	3.50 x 3.50	4.80 x 2.40
Longitud (m). (300 m / 4 niveles)	1,125.00	7,200.00	900.00
Gradiente (%).	30.00	- 12.00	100.00
Volumen de producción (Ton/mes).	21,840.00	20,000.00	78,000.00
Ciclo de izaje (minutos).	40.00	60.00	5.10
Capacidad de extracción (Ton/hora).	7.00	20.00	5.00
Eficiencia de la extracción (%).	75	85	85

4.2.3. COSTO DE INFRAESTRUCTURA.

TABLA 4.2.3

PARÁMETROS	PIQUE INCLINADO	RAMPA (-)	PIQUE VERTICAL
Sección (m2).	5.00 x 2.10	3.50 x 3.50	4.8 x 2.40
Longitud (m).	1,125.00	10000.00	900.00
Gradiente (%).	30	- 12.00	100.00
Costo total (US\$/m).	453.40	502.82	4,750. 718
Costo de inversión (US\$/TM).	0.05	0.3	0.286
Inversión Total (US\$).			

4.2.4. TIEMPO DE EJECUCIÓN.

TABLA 4.2.4

PARÁMETROS	PIQUE INCLINADO	RAMPA(-)	PIQUE VERTICAL
Sección (m2).	5.00 x 2.10	3.50 x 3.50	4.8 x 2.40
Longitud (m).	1,125.00	10000.00	900.00
Gradiente (%).	30	- 12.00	100.00
Avance por mes.	20	50	25

CAPÍTULO V

PROYECTO DE PROFUNDIZACIÓN DEL PIQUE VERTICAL 790

OROYA

DEL NIVEL 11 AL NIVEL 18

5.1. UBICACIÓN.

Para llegar al Pique Vertical, se ingresa por el túnel 435 CX – 435 NE del nivel 435 de la zona Oroya. En este nivel también se ubica la estación principal, el castillo para poleas, la cámara de winche y los Pockets 1 y 2 de recepción de mineral y desmonte. A partir de ahí se prolonga verticalmente hasta el nivel 10 de la misma zona, realizando estaciones auxiliares en cada nivel de su construcción, tales como el nivel 4, 5, 6A, 6, 7 con la finalidad de facilitar el traslado de madera y otros materiales para su ejecución. Así mismo se cuenta con el ore pass, waste pass en el nivel 10. Una estación de carguío en el nivel 11, de donde se evacuará el mineral extraído hasta el nivel 435. (Ver anexo plano 3)

5.2. EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DE LA ZONA DEL PIQUE.

El comportamiento geomecánico de la Zona oroya, tiene presencia de carbonatos, arcillas (expansivas e inestables que proceden de un origen primario y secundario, minerales producto de la alteración hidrotermal) a su vez estas originan un rápido deterioro de la calidad de la roca y del mineral, disminuyendo su grado de resistencia y aumentando las presiones de poros en las paredes, debido a la absorción del agua subterránea existente. La cual está compuesta por aguas de infiltración natural.

El Pique 790, ha sido desarrollado desde el Nv. 435 hasta el Nv. 10, el sostenimiento en el proceso de excavación se ha realizado con Split Set de 6 pies en el entorno de la excavación en el tipo de roca muy fracturada regular (MF/R) en la zona de falla y la zona de alteración en tipo de roca muy fracturada mala (MF/M) con Split set más malla electro soldada, luego consecutivamente se ha realizado el armado de cuadro de piques, nuestros factores de seguridad llegan a alcanzar en el entorno de la excavación del pique 790, es de F.S.=1.0; el cual nos indica equilibrio límite de estabilidad.

INTRODUCCION

El Pique 790 desarrollados desde el Nv.11 al Nv.18, las dimensiones se encuentran de 2.50 * 5.0 mts.

Para realizar el Análisis Geomecánico del mencionado Pique 790 se tomaron datos de campo, llevados a gabinete y pruebas de Pull Test, y el uso del Software Phase 2 se tomó en cuenta los siguientes datos:

- Litología Presente: Andesita – Roca volcánica.
- Calidad de Roca: MF/R y MF/M.

Secciones Analizadas: Para el análisis se realizó secciones transversales mirando al NE.

5.3 OBJETIVO Y ALCANCE:

El objetivo de este trabajo es realizar una evaluación Geomecánica de la masa rocosa con el fin de determinar el factor de seguridad y estabilidad; en el avance del pique.

Los alcances relacionados con el objetivo planteado son:

- Caracterización y propiedades Geomecánica de la masa rocosa
- Clasificación Geomecánica de la masa rocosa
- Zonificación Geomecánica del área de evaluación
- Evaluación de las condiciones de estabilidad

5.3.1 Aspectos técnicos:

Investigaciones básicas:

- Se caracterizó litológica y estructuralmente a la masa rocosa involucrada, mediante mapeos aplicando RMR y GSI.
- Se evaluaron las propiedades físico-mecánicas de la roca, con el martillo de geólogo y el martillo Schmidt, la ejecución de ensayos de laboratorio y la utilización el equipo de carga puntual mediante testigos Diamantinos.
- Se realiza la zonificación del área de estudio.(Ver anexo plano 4)

5.4 AREA DEL PIQUE:

Caracterización de la masa rocosa:

5.4.1 Registro de datos:

Para la caracterización de la masa rocosa, fue a partir de las labores de influencia al Pique, del nivel 10, 11,12, 13, 14, 16 y 18 de la zona Oroya.

Los parámetros tomados en cuenta fueron: Clasificación Geomecánica RMR y GSI, sistemas de discontinuidades principales, orientación con respecto al eje del Pique 790 y prueba de comprensión puntual de testigos diamantinos.

5.4.2 Aspectos litológicos:

La roca circundante al área de estudio está compuesta generalmente la secuencia de rocas volcánicas constituidas por andesitas, tufos andesíticos rojos y verdes y zonas de fallas

5.4.3 Distribución de discontinuidades:

Para establecer las características de la distribución de discontinuidades estructurales tanto mayores como menores, se realizó mediante técnicas de proyección estereográfica equiareal, utilizando el software DIPS.

Los tres sistemas típicos de discontinuidades que conforman el arreglo estructural de la masa rocosa de la andesita porfírica del Nv. 11 al Nv. 18, son:

Sistema 1: Con rumbo N 50° W y buzamiento 61° SW.

Sistema 2: Con rumbo S 32 - 52° E y buzamiento 60°

NE. Sistema 3: Con rumbo N 41° W y buzamiento 37°SW.

Todos estos sistemas están conformados mayormente por discontinuidades y se establecieron mediante tratamiento estadístico de la información registrada en el Pique.

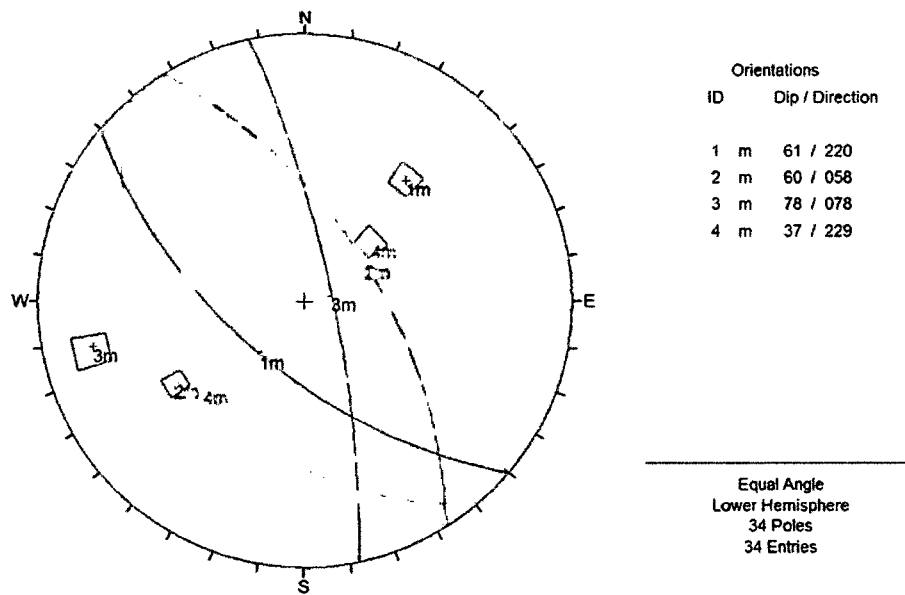


Figura 4.1: Diagrama estereográfico de contornos del nivel 11 al 18.

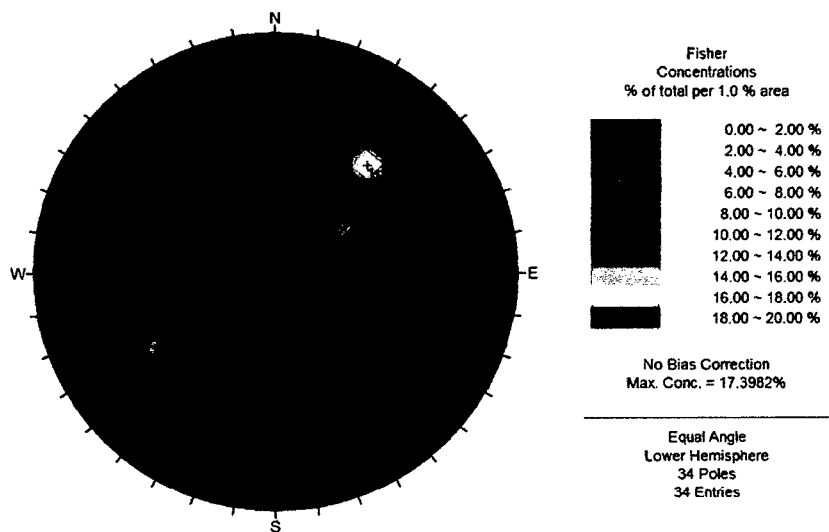


Figura 4.2: Diagrama estereográfico de planos principales del Nivel 11 y 18.

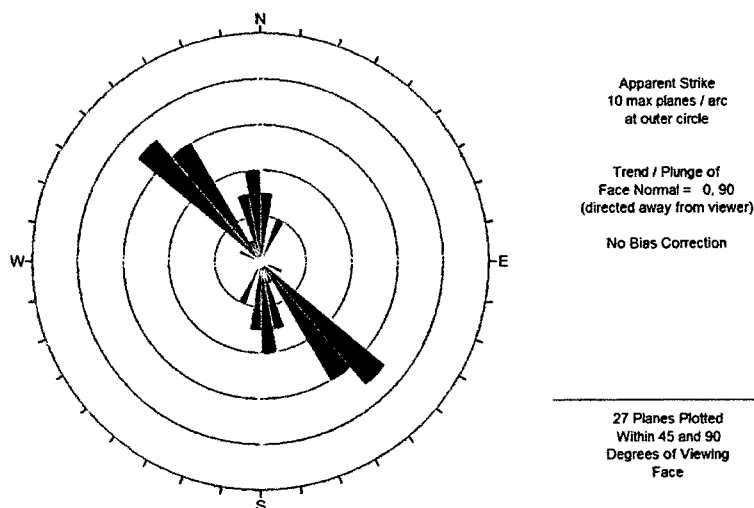


Figura 4.3: Diagrama de roseta de discontinuidades del Nivel 11 y Nv.18.

5.5 Clasificación de la masa rocosa:


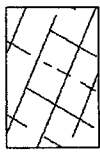
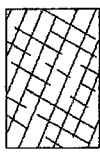



Para clasificar la masa rocosa se utilizó el criterio de clasificación Geomecánica RMR y GSI modificado.

Las características de las estructurales son: espaciamiento entre 10 a 50 cm, persistencia de > 3 m., apertura variable de > 5 mm, la rugosidad de las paredes es rugosa a ligeramente rugosa con relleno duro con presencia de calcitas de espesor < 5 mm. Las paredes de las discontinuidades estructurales por lo general son ligeramente alteradas con cierta presencia de goteo de agua y flujo localmente.

Clasificación del macizo rocoso:

En el hastial derecho y hastial izquierdo presenta estructuralmente de Muy Fracturado Regular (MF/R) con un índice RMR= 45-55 y las zonas de falla y las alteraciones a un Muy Fracturado Mala (MF/M); los cuales correlacionándolos con el índice RMR= 25-35. (Ver lamina N° 3)

Según GSI Modificado:

 MINA CASAPALCA SOSTENIMIENTO SEGUN GSI MODIFICADO LABORES MINERAS DE DESARROLLO Y							
EXPLOTACION (2.50 a 4.50 m. de Luz)		RESISTENCIA Y/O CONDICION SUPERFICIAL					
A	SIN SOPORTE O PERNO OCASIONAL (CONTROL DE BLOQUES INESTABLES)						
B	PERNO SISTEMATICO. (1.8 x 1.8 m.) (CINTA METALICA O MALLA OCASIONAL)						
C	PERNO SISTEMATICO. (1.5 x 1.5 m.) (CINTA METALICA O MALLA OBLIGATORIA)						
D	PERNO SISTEMATICO. (1.20 x 1.20 m.) SHOTCRETE CON FIBRA (0.05 m.) CUADROS DE MADERA						
D1	PERNOS SISTEMATICOS (1.0 x 1.0 m.) SHOTCRETE CON FIBRA (0.10 m.) CUADROS DE MADERA						
E	CIMBRAS METALICAS O CUADROS DE MADERA						
ESTRUCTURA							
Abaco de relacion con RMR.  LEVEMENTE FRACTURADA. TRES A MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI. (2 A 6 FRACT. POR METRO) (L F) (RQD 75 - 90) (RQD = 115 - 3.3 Jn.)		 MODERADAMENTE FRACTURADA. MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCON- TINUIDADES ORTOGONALES. (RQD 50 - 75) (6 A 12 FRACT. POR METRO)		 MUY FRACTURADA. MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCON- TINUIDADES. (RQD 25 - 50) (12 A 20 FRACT. POR METRO)		 INTENSAMENTE FRACTURADA. PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCON- TINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (RQD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACT. POR METRO)	
 TRITURADA O BRECHADA. LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISGREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS. (SIN RQD)							
		MUY BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA) (M B) SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS. (Rc > 250 MPa) (SE ASTILLA CON GOLPES DE PICOTA)		BUENA (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) (B) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEV. ALTERADA, MANCHAS DE OXIDACION, LIGER. ABIERTA. (Rc 100 A 250 MPa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA)		REGULAR (MODER. RESIST., LEVE A MOD. ALTER.) (R) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTA S. (Rc 50 A 100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)	
		MALA (BLANDA, MUY ALTERADA) (M) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRICACIONES MUY ALTERADA, RELLENO COMPACTO O CONFRACTADOS DE ROCA. (Rc 25 A 50 MPa) - (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE)		MUY MALA (MUY BLANDA, EXTREMAD. ALTERADA) (MM) SUPERFICIE PULIDA Y ESTRIADA, MUY ABIERTA CON (MM) RELLENO DE ARCILLAS BLANDAS. (Rc < 25 MPa) (SE DISGREGA O INDENTA PROFUNDAMENTE)			

Lamina N° 3

5.6 Resistencia de la roca:

5.6.1 Resistencia de la roca intacta

Se realizaron pruebas de ensayos de golpe con el martillo de geólogo y con el martillo de Schmidt, con un promedio de índice de rebote de 50, obteniéndose la resistencia de la masa rocosa de 120 Mpa.

A fin de verificar los resultados de los ensayos de Carga Puntual en rocas Andesíticas con alteración propilítica con débil intensidad las que actualmente presenta el PIQUE 790 se muestran a continuación los resultados:

5.6.2 Resistencia de la masa rocosa:

Para estimar los parámetros de resistencia de la masa rocosa, se utilizó el criterio de falla de Hoek & Brown (2006), mediante el programa RocData de Rocfense. Para ello se tomaron los valores más representativos de calidad de la masa rocosa involucrada con cada dominio estructural, asimismo de resistencia compresiva Uniaxial de la roca intacta y de la constante “mi” de la roca intacta, desarrollados en este estudio. Como en el mapeo Geomecánico fueron observadas condiciones goteo a flujo de presencia del agua, los valores de calidad RMR corresponden a los valores de GSI (Índice de Resistencia Geológica).

5.7 CONDICIONES DE AGUA SUBTERRÁNEA:

En el área de evaluación se presencia agua subterránea, se han observado condiciones de goteo a flujo, de la zona baja hacia el nivel 10, se espera que no haya influencia significativa sobre las condiciones de estabilidad de las excavaciones asociadas al desarrollo y mantenimiento del Pique 790.

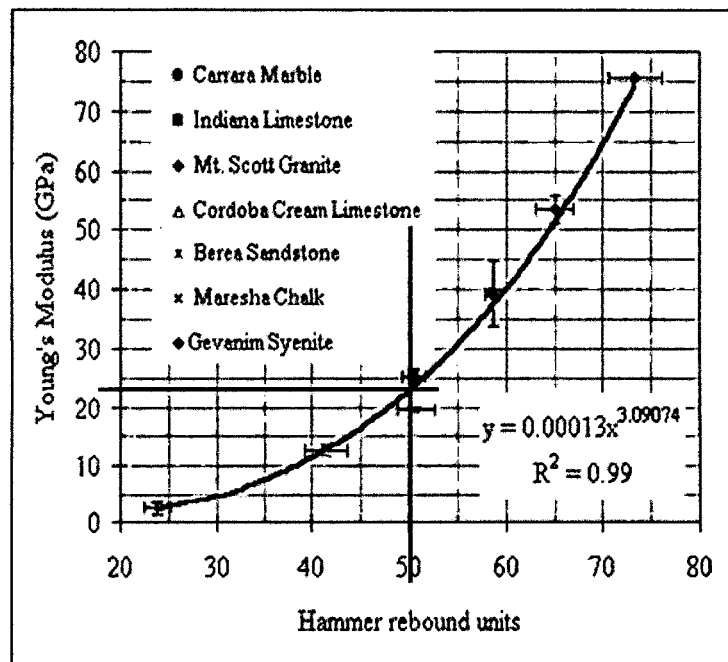
5.8 CALCULO DE ESFUERZOS IN SITU

A medida que se realiza el minado disminuye nuestro factor de seguridad, en general los esfuerzos naturales en toda la masa rocosa también van incrementándose, debido principalmente al peso de la roca sobre yacente o denominada también carga litostáticas.

La profundidad promedio al área del Pique 790 es al Nv. 11: 1,006 mts., al Nv. 12: 1,056 mts., al Nv.13: 1,106 mts., al Nv. 14: 1,156 mts., al Nv. 16: 1,256 mts., al Nv. 18: 1,356 mts.

Es conocido que en Mina Casapalca, en los niveles más profundos ocurren problemas relacionados a altos esfuerzos en roca competente (como crujido de rocas a posibles estallidos de roca), pero en la zona del Pique 790, no se ha visto este problema.

CORRELACION DE REBOTES MARTILLO SCHMIDT PIQUE 790 ZONA OROYA



CUADRO RESUMEN								
PROMEDIO	REBOTE			REBOTE	REBOTE	PROMEDIO		
	1			2	3			
MODA	54	41	54	58	58		53	
SD	7	7	7	7	9		7	
MEDIA	50	51	49	50	49		50	
Vmax.	58	60	59	58	58		59	
Vmin.	40	41	40	36	36		39	

Hoja de Cálculo para rebotes con el Martillo de Schmidt				
Angulo de Prueba = 0°				
Densidad 2.55 Tn/m3 = 25KN/m3				
				Mpa
Rebote	Densidad tn/m3	Densidad kN/m3	Fatt. Conv.	Resistencia
59	2.70	26.48	2.29	193.39
53	2.70	26.48	2.15	140.83
50	2.70	26.48	2.08	120.18
39	2.70	26.48	1.83	67.19

Esfuerzos de Estado Gravitacional

Esfuerzos de Estado Gravitacional

La zona en evaluación se encuentra ubicada a 1256 metros con respecto a superficie.

Esfuerzo Vertical

$$\sigma_v = \gamma z$$

Dónde: σ_v = es el esfuerzo vertical

γ = Densidad de la roca (2.7 ton/m3).

Z = Profundidad.

Desarrollando la ecuación se tiene que $\sigma_v = 34$ Mpa.

Esfuerzo Horizontal

Para la estimación del Ratio K se usó la ecuación de Sheorey:

$$k = 0.25 + 7E (0.001 + 1/z)$$

Dónde: E = Modulo Elástico de campo (GPa), (23)

z = Profundidad, mts. (1256) Promedio.

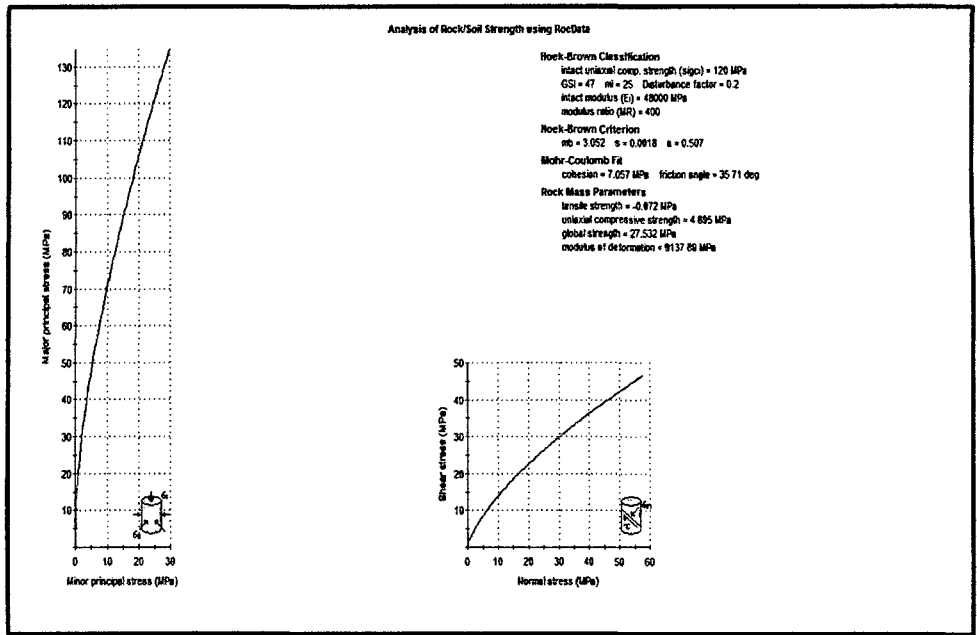
Obteniéndose un K = 0.54

Desarrollando se tiene $\sigma_h = k \times \sigma_v$, por lo tanto $\sigma_h = 18.36$ Mpa. Datos tomados de campo:

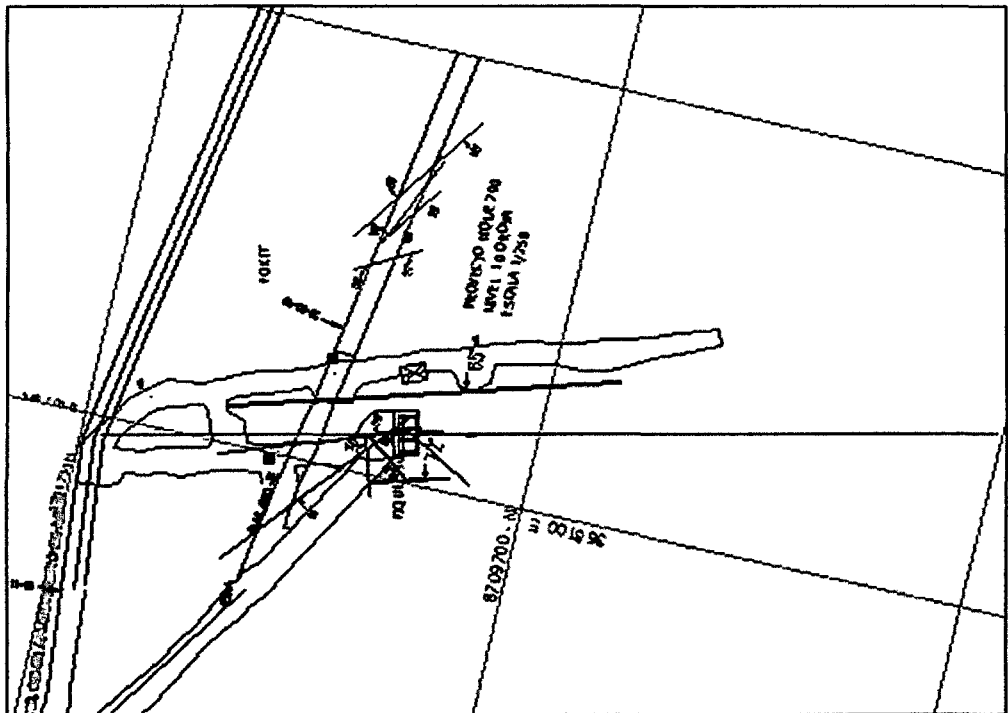
La data ingresada al GSI, este modelo empírico fue:

Parámetros de roca Andesita Porfírica:

Hoek-Brown Classification			
	sigci	120	MPa
	GSI	47	
	mi	25	
	D	0.2	
	Ei	48000	
	MR	400	
Hoek-Brown Criterion			
	mb	3.05171	
	s	0.0018189	
	a	0.50705	
Failure Envelope Range			
	Application	General	
	sig3max	30	MPa
Mohr-Coulomb Fit			
	c	7.0575	MPa
	phi	35.7136	degrees
Rock Mass Parameters			
	sigt	-0.0715232	MPa
	sigc	4.89517	MPa
	sigcm	27.5319	MPa
	Erm	9137.89	MPa



PLANO VISTA EN PLANTA:



ANÁLISIS DEL ESTADO ACTUAL DEL AVANCE DEL PIQUE 790:

1ro. Sección a': el avance del pique se realiza del nv. 11 al nv. 16 y consecutivamente al nivel 20, presentando las siguientes características estructurales:

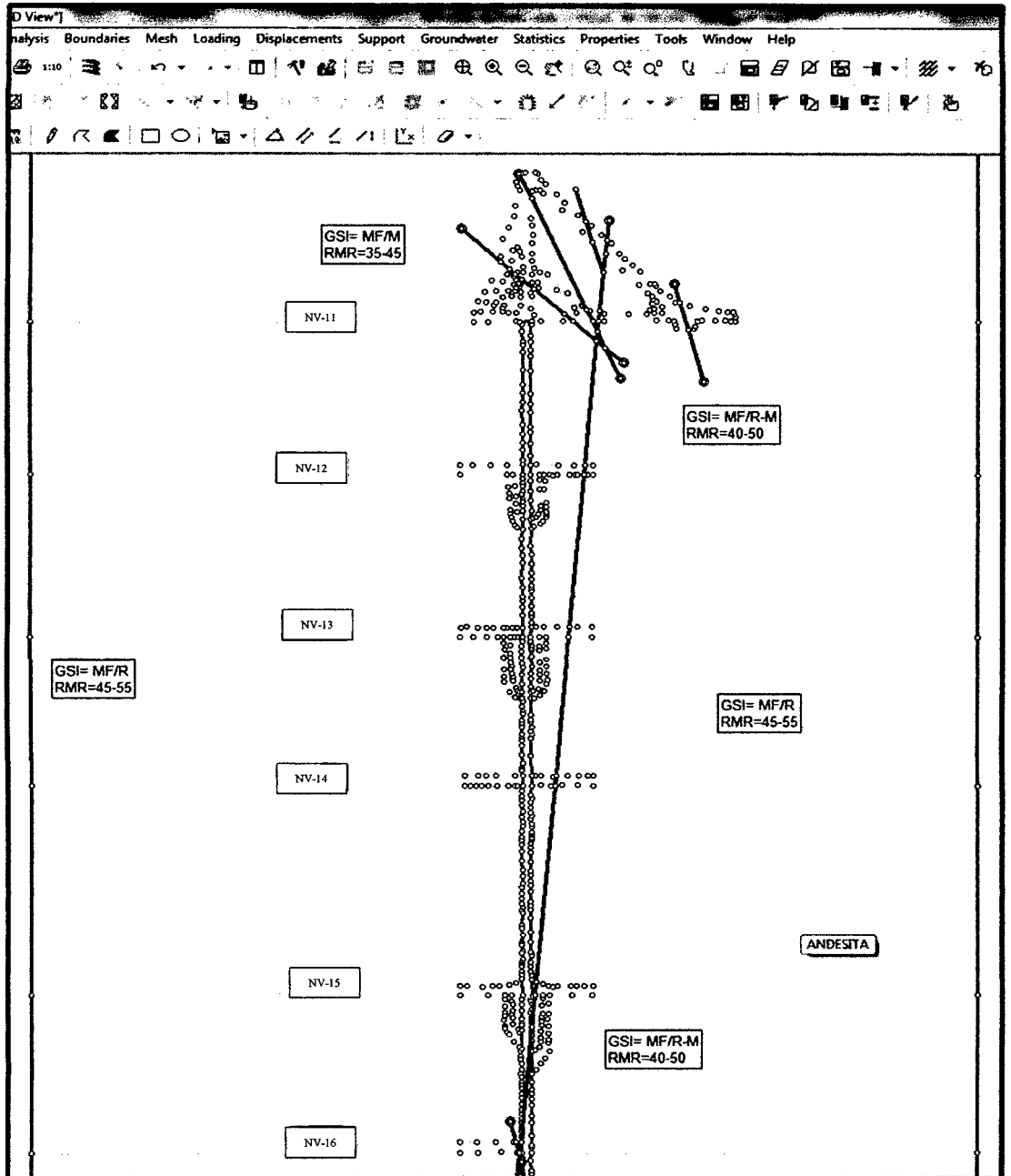
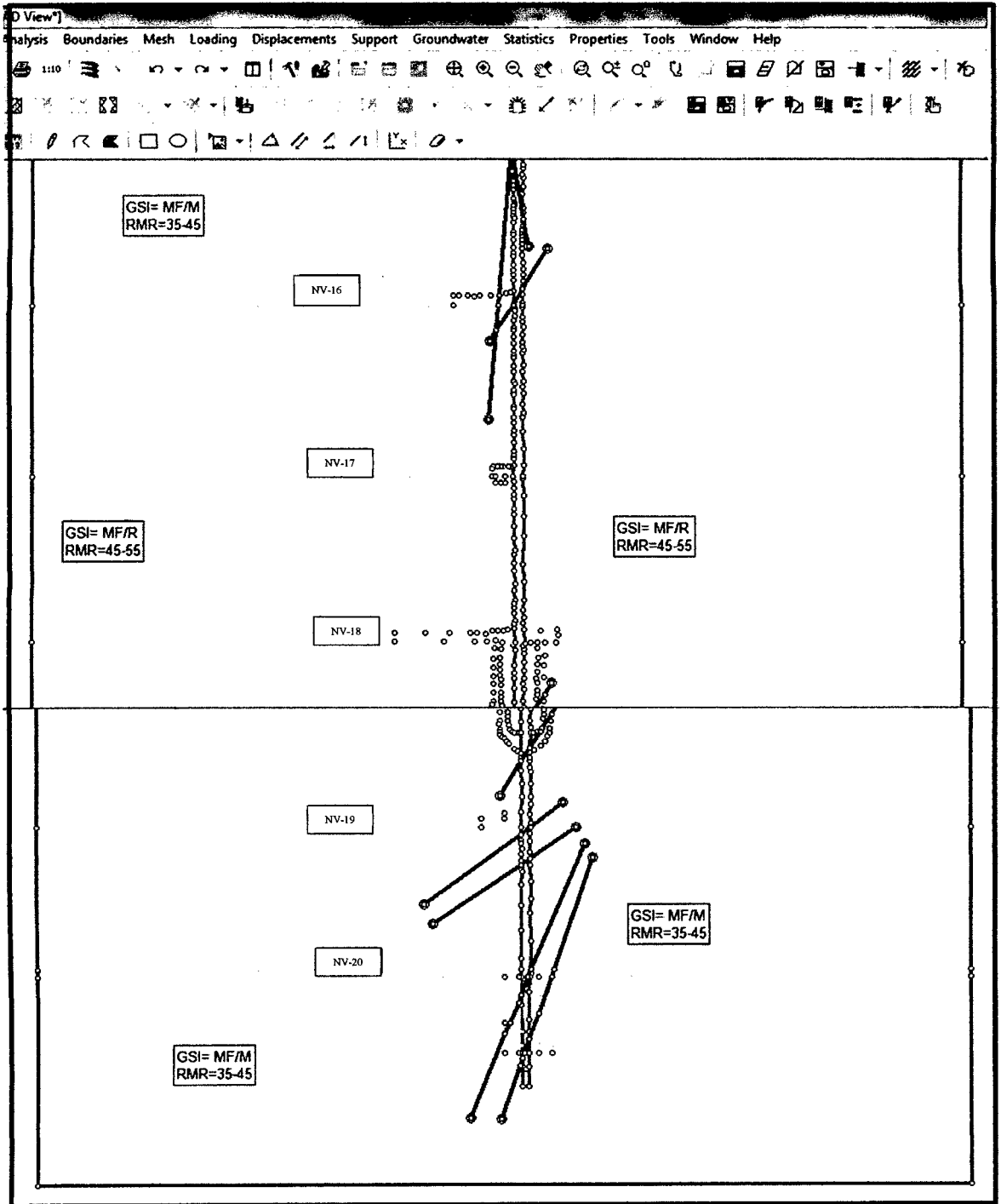
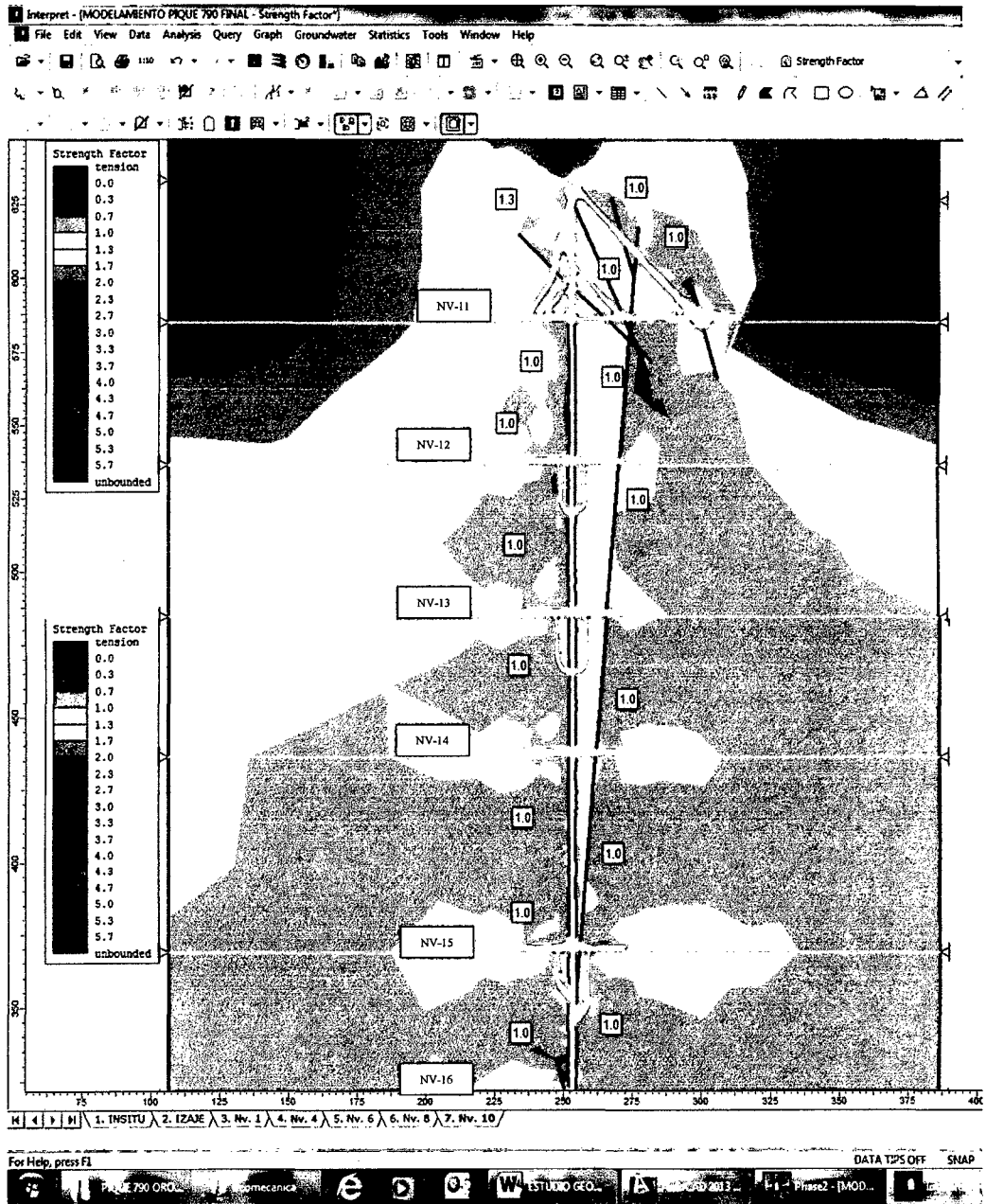


Ilustración 1



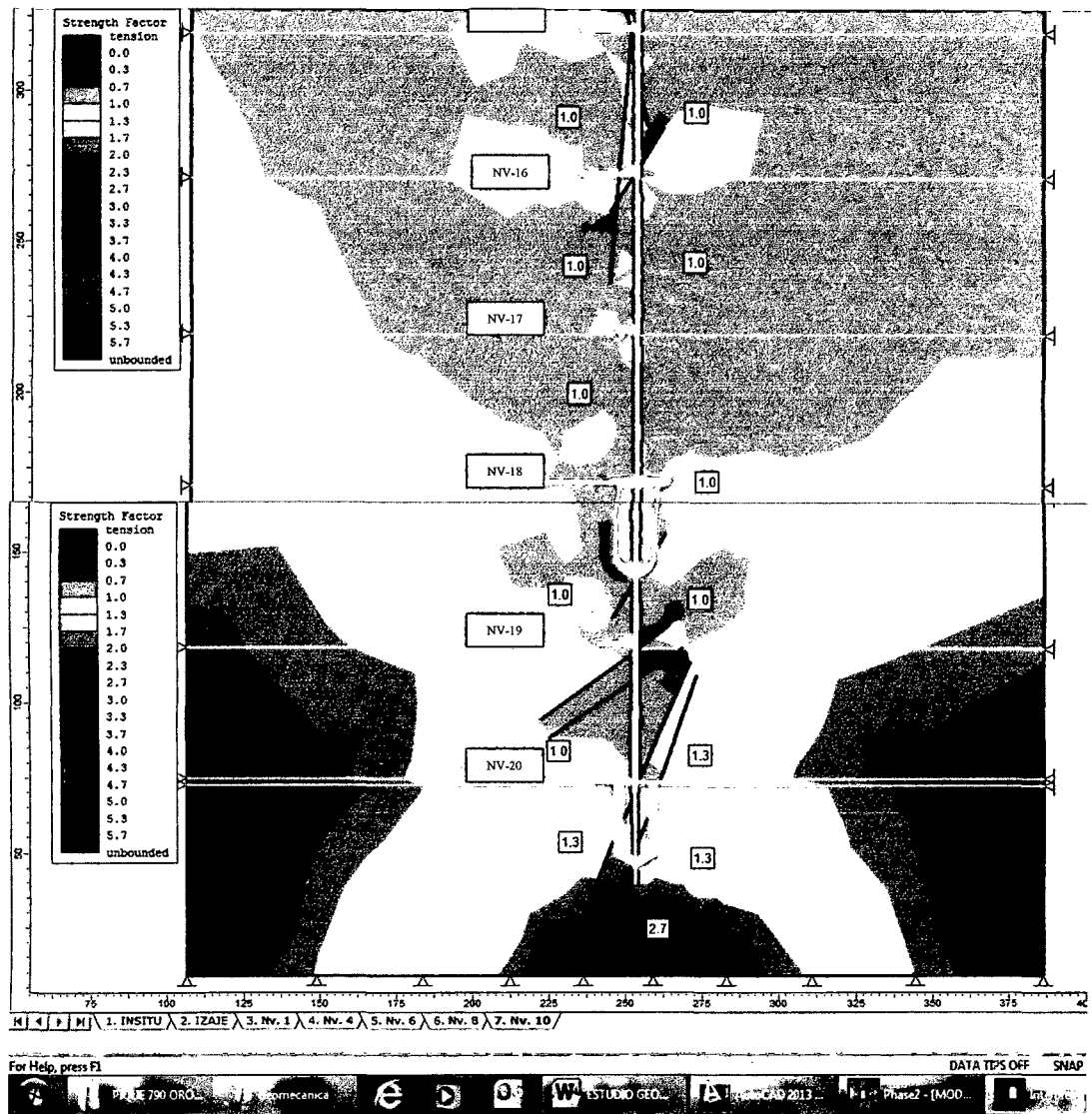
En análisis del estado actual del Pique 790 del Nv. 11 al Nv. 15 muestra un factor de seguridad $FS= 1.0$, que indica por la influencia de la Cámara del castillo, las galerías de acceso al Pique 790 se encuentra sostenida. Lo cual no se refleja en este gráfico.

La zona con la influencia de la falla se encuentra sostenida con Split set de 8 pies y Malla electro soldada.

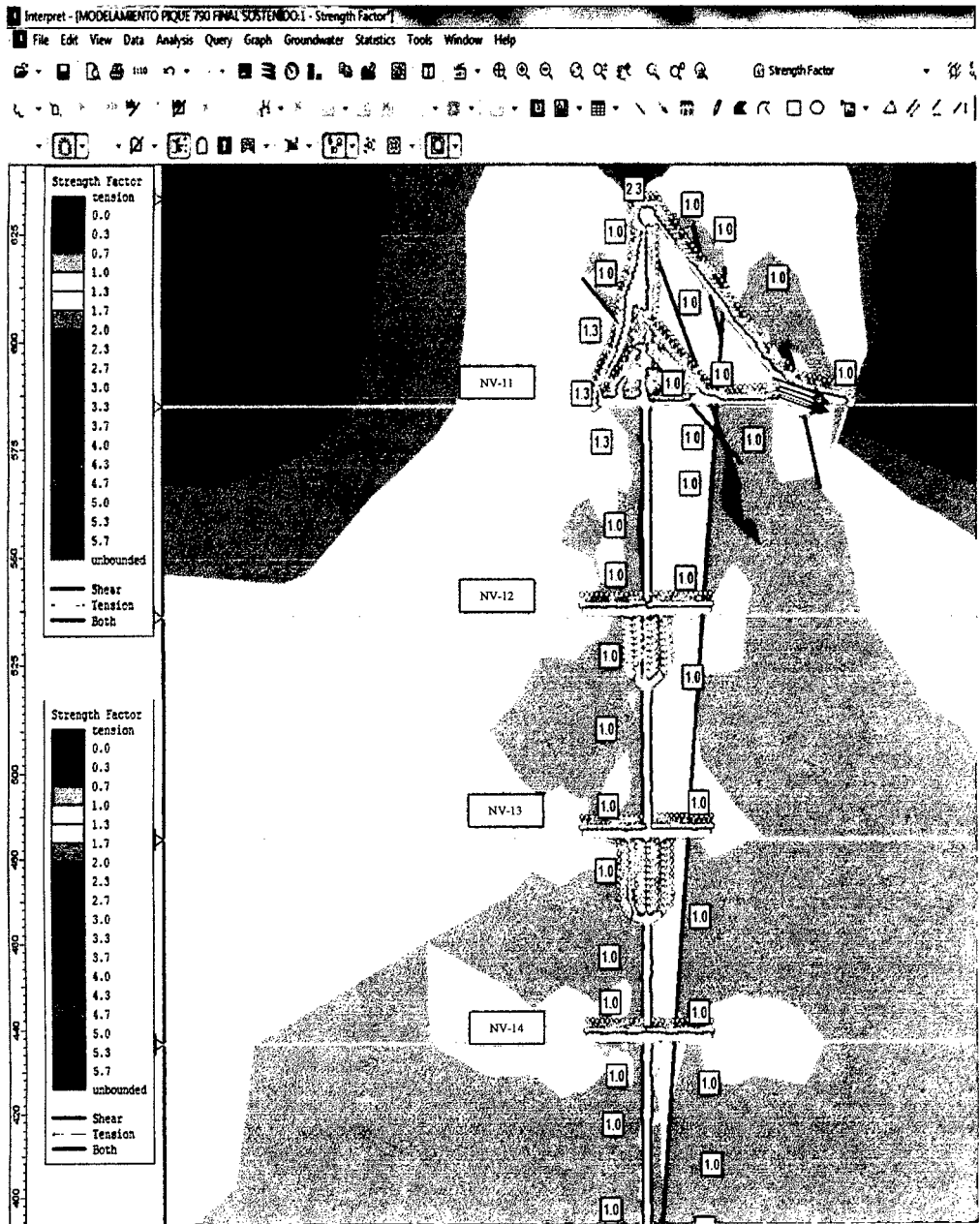


En análisis del estado actual del Pique 790 del Nv. 16 al Nv. 20 muestra un factor de seguridad FS= 1.0, que indica por la influencia de la zona de falla y sus alteraciones al Pique 790, y en las base de los niveles se encuentra con muro de concreto armado.

La zona con la influencia de la falla se encuentra sostenida con Split set de 8 pies y Malla electro soldada.

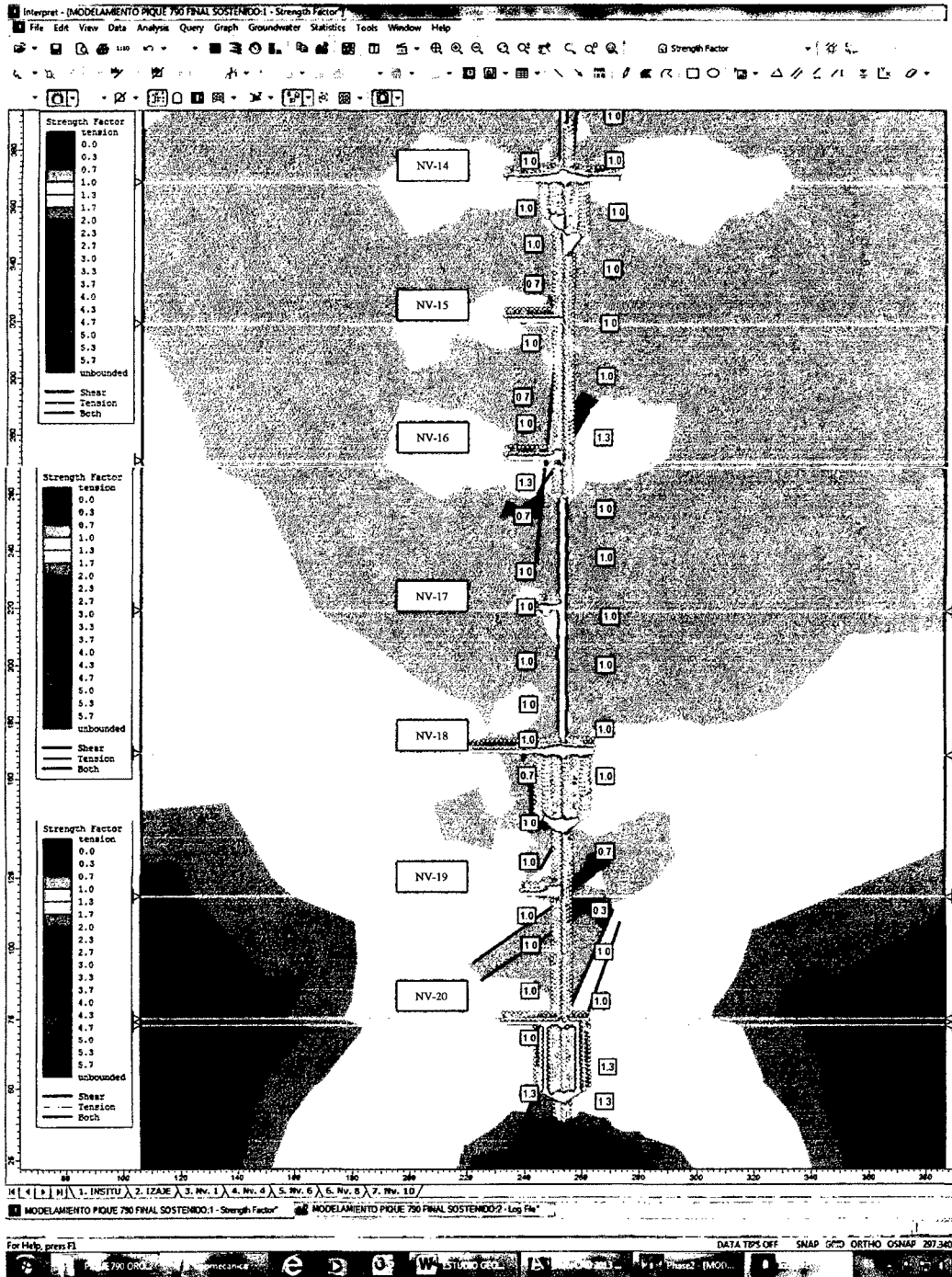


2do. ANALISIS DEL PIQUE 790 con el sostenimiento instalado del Nv. 11 al Nv.14:



La excavación realizada del Nv.11 al Nv.14, muestra un factor de seguridad de $FS= 1.0$, equilibrio limite estable, con el sostenimiento realizado con Split set de 8 pies, Perno Helicoidal de 22mm * 8 pies y malla electro soldada en las zona de falla y alteraciones mejora su factor de seguridad de $F.S.= 1.0$ a 1.3.

3ro. ANALISIS DEL PIQUE 790 con el sostenimiento instalado del Nv.14 al Nv.20:



FOTOGRAFIAS DE PRUEBAS TOMADAS

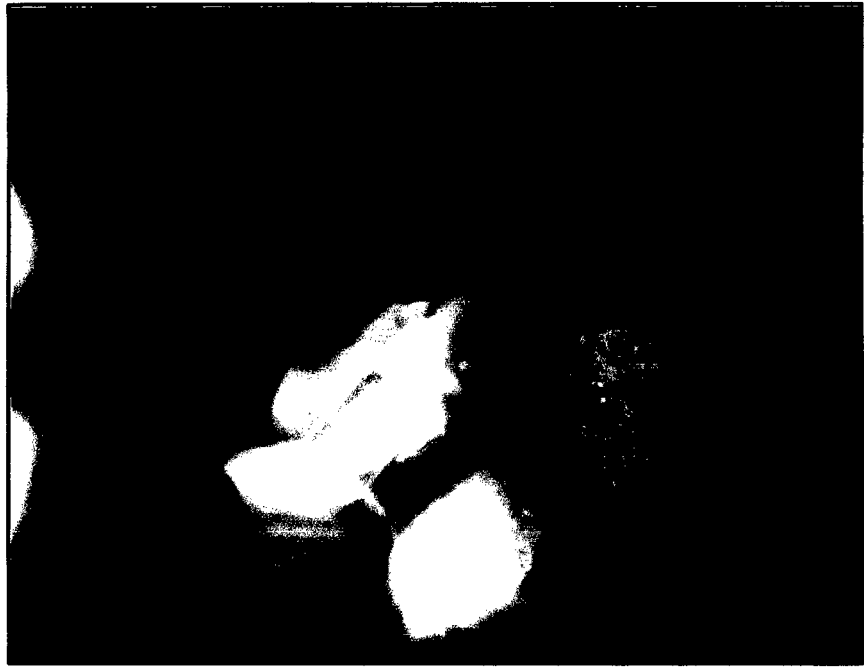


Foto #1 Prueba del martillo Schmidt.

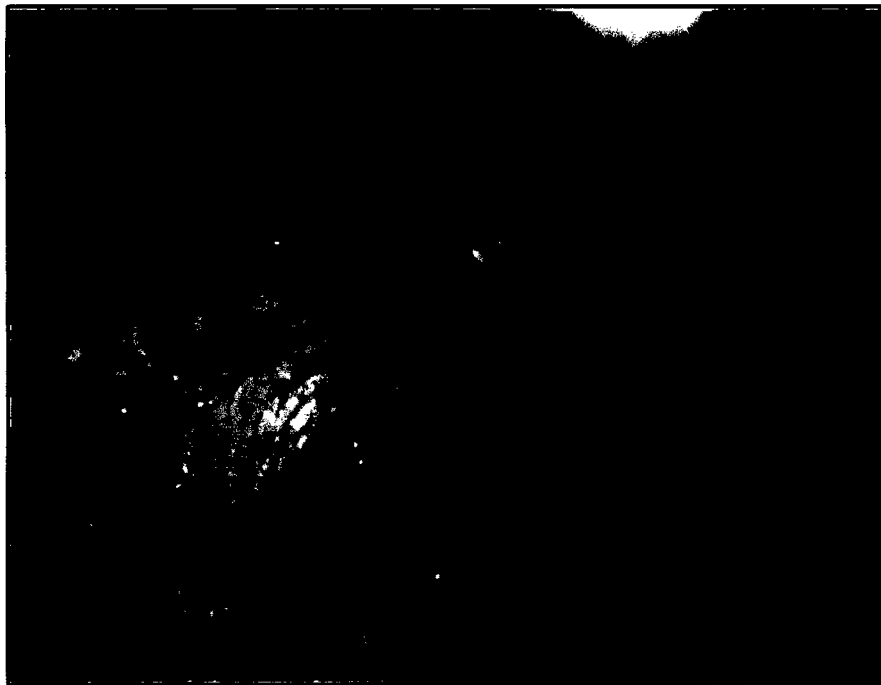


Foto #2 Discontinuidades con ligera alteraciones y goteo.

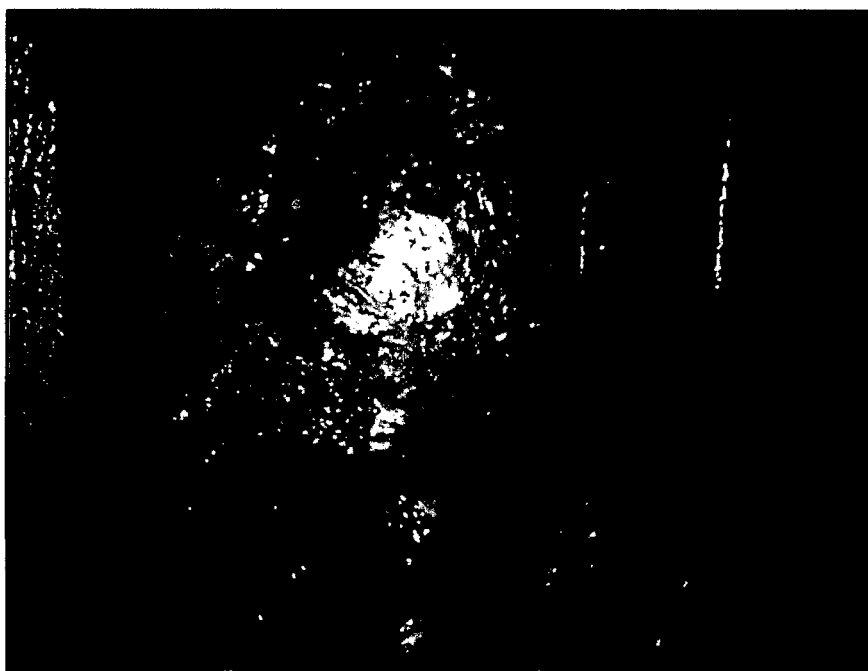


Foto #3 Pruebas realizadas de TRACCION de los pernos Helicoidales 8pies.



Foto #4 Equipo Pull Test con capacidad 30 TN

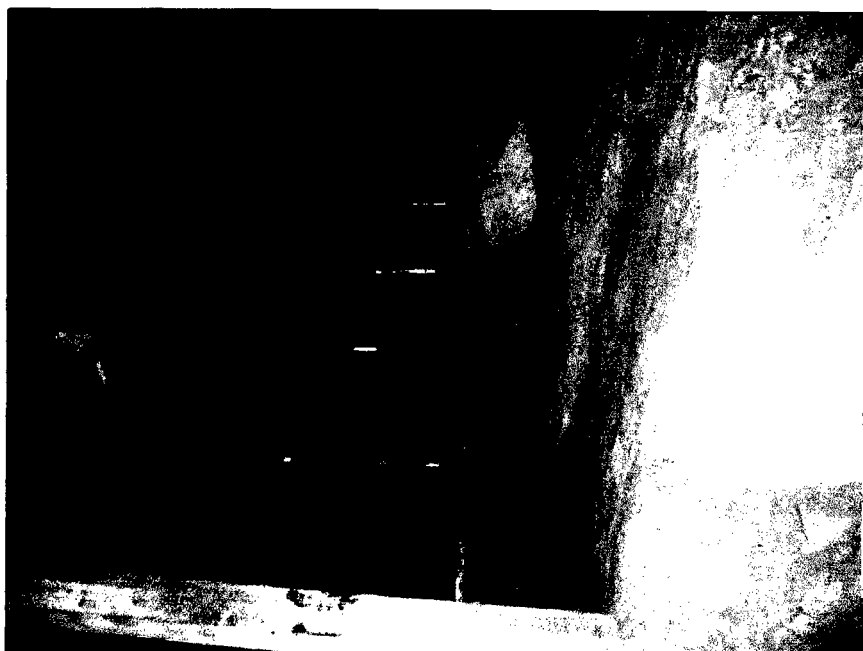

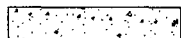

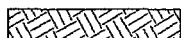






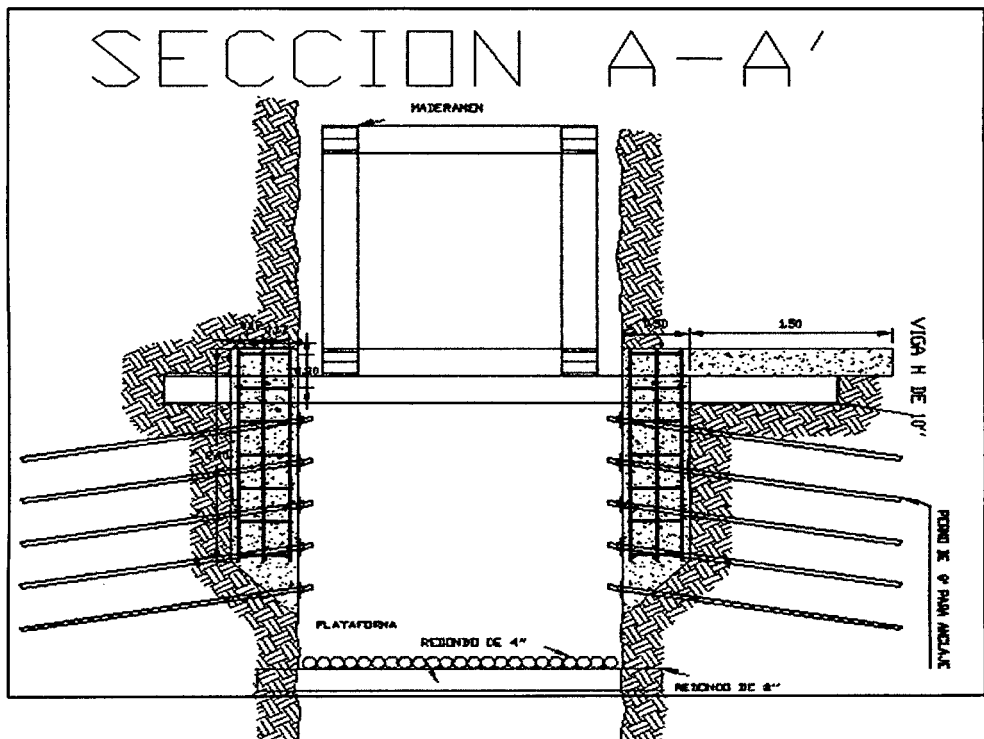
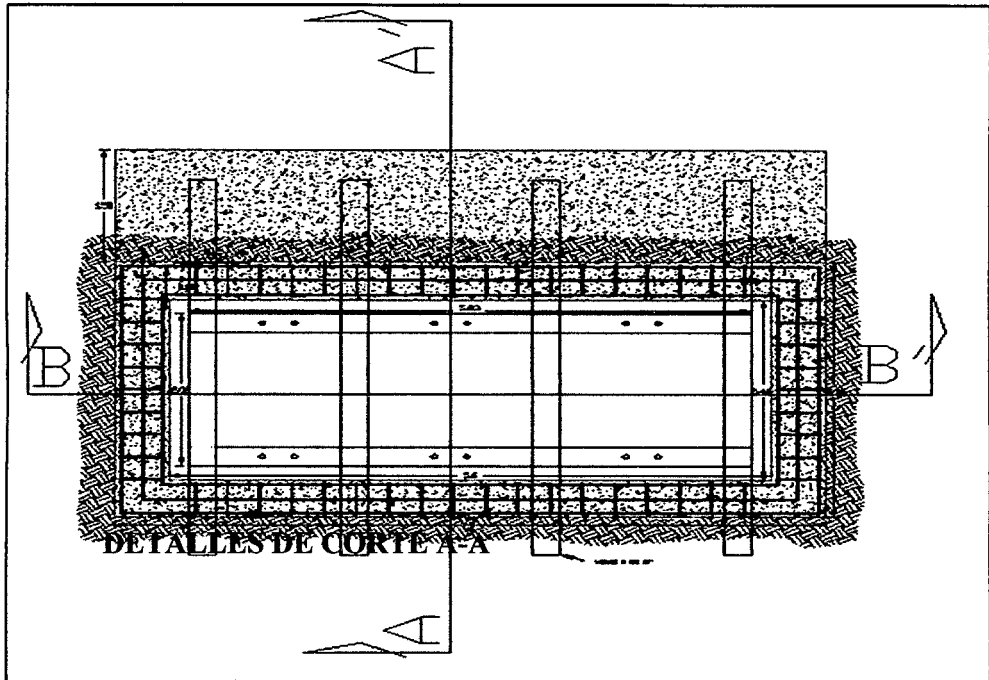
Foto #5 Armado anillo de concreto por presentarse condiciones estructurales desfavorables (paralelas al avance) y la presencia de esfuerzos existentes en este punto por la profundidad en que se encuentra.

LAS ESPECIFICACIONES DEL DISEÑO DEL MURO DE CONCRETO

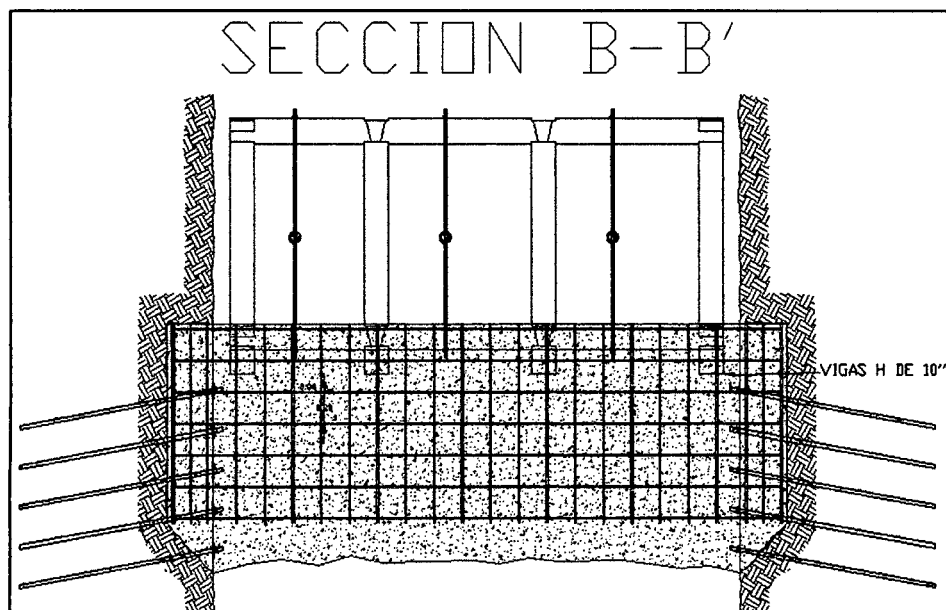
LEYENDA DEL ANILLO DE CONCRETO

	MADERAMEN
	CONCRETO
	FIERRO DE 5/8"
	HASTIALES
	ACOTADO
	VIGAS H DE 10"
	TEMPLADORES
	PERNOS DE ANCLAJE

DETALLES DEL MURO DE CONCRETO EN CORTE AA' y BB'.



DETALLES DE SECCION B-B'



5.9.1. SECCIÓN Y LONGITUD.

- Plano MADERAMEN PQ - 790
- Plano SECCIÓN LONGITUDINAL PQ – 790
- Plano CASA WINCHE PQ – 790
- Plano TEMPLADOR PQ - 790

5.9.2. INCLINADO PARA CABLES.

- Plano INCLINADO PARA CABLES NV – 435

5.9.3. ESTACIONES DE CARGA Y DESCARGA.

- Plano ORE PASS Y WASTE PASS (FRONTAL)
- Plano ORE PASS Y WASTE PASS (LATERAL)
- Plano POCKETS 01 Y 02 (FRONTAL)
- Plano POCKETS 01 Y 02 (LATERAL)

(Ver anexo plano N°5 y N° 06)

5.10. DISEÑO DE LOS COMPONENTES DE IZAJE.

DISEÑO DEL CABLE.

Longitud total del cable a usar por compartimiento.

Profundidad del pique	=	920.00 m	3,018.37	pies
Collar – tolva volteo	=	18.00 m	59.06	pies
Tolva volteo – polea	=	12.00 m	39.37	pies
Polea tambora	=	42.00 m	137.80	pies
Empalmes, amarres, corte	=	<u>50.00 m</u>	<u>164.04</u>	<u>pies</u>
		1,042.00 m	3,418.64	pies

ESTIMACION DEL FACTOR DE SEGURIDAD POR TABLAS:

TABLA 5.10.a

longitud pique pies	factor de seguridad		% Reducción diámetro
	cable nuevo	cable usado	
3,000 – 4,000	6	5	16.5

Cable a usar 1.1/2” diámetro serie 6*19 tipo COBRA alma de acero

Peso del cable

Longitud del cable = 950 m = 3,116.80 pies

$P_c = 3,116.80 \text{ pies} * 4.17 \text{ lb / pie} = 12,985.09 \text{ lb}$

TABLA DE RESISTENCIA DE RUPTURA DE CABLES DE ACERO TIPO

COBRA 6 * 19

TABLA 5.10.b

			RESISTENCIA A LA RUPTURA EN TONELADAS			
DIAMETRO		Peso Aprox. En Kg. /metro	ALMA DE FIBRA (AF)		ALMA DE ACERO (AA)	
mm	Pulg.		Calculada	Efectiva	Calculada	Efectiva
3.15	0.13	0.04	0.7	0.6	0.79	0.69
4.76	0.19	0.1	1.5	1.3	1.64	1.43
6.35	0.25	0.17	2.75	2.39	3.15	2.74
7.94	0.31	0.28	4.5	3.71	4.9	4.25
9.53	0.38	0.39	6.6	5.3	7.1	6.08
11.11	0.44	0.51	8.8	7.17	9.7	8.25
12.7	0.5	0.69	11.6	9.33	12.7	10.88
14.3	0.56	0.87	14.6	11.77	18	13.48
15.9	0.63	1.68	18	14.46	19.8	16.67
19.05	0.75	1.94	25.9	20.66	28.5	23.75
22.23	0.88	2.1	34.9	27.94	38.3	32.13
25.4	1	2.75	45.7	36.32	50.6	41.71
28.6	1.1/8	3.47	58	45.6	63.6	52.49
31.75	1.1/4	4.2	71.6	56.08	78.7	64.47
34.93	1.3/8	5.15	88.7	67.3	95.1	77.54
38.1	1.1/2	6.2	103.1	79.84	113.5	91.8
41.27	1.5/8	7.14	121.5	93.2	133.4	106.77
44.45	1.3/4	8.3	140.6	107.78	154.6	123.74

DISEÑO DEL WINCHE Y POLEA

CALCULO PARA EL WINCHE

Diámetro del tambor (D)

La relación se toma de las reglas de seguridad del BUREAU OF MINES (USA).

$$D = 80 d$$

Dónde: D = diámetro del tambor.

d = diámetro del cable

Cuando d = 1.1/2

$$D = 80 * 1.1/2 = 120 \text{ pulg.}$$

$$D = 3.048 \text{ m} = 10 \text{ pies}$$

$$R = 1.524 \text{ m} = 5 \text{ pies}$$

Longitud de la cara del tambor y cable por enrollar.

$$\text{Longitud de cable hasta tolva de volteo} = 938.00 \text{ m} \quad 3,077.43 \text{ pies}$$

$$\text{Cable para recortes, empalmes, amarres} = 50.00 \text{ m} \quad \underline{164.04} \text{ pies}$$

$$3241.47 \text{ pies}$$

Nº de vueltas en el tambor

$$N^\circ \text{ VT} = (3241.47 \text{ pies} / (3.1416 * 10 \text{ pies})) + 3$$

$$N^\circ \text{ VT} = 103.18 + 3 \text{ vueltas}$$

$$N^\circ \text{ VT} = 106.18 \text{ vueltas}$$

Considerando dos hilados

$$(106.18/2) * 1.1/2 = 79.63 \text{ pulg.}$$

Espacios libres entre cables.

Considerando 3/80 pulgadas

$$3/80 \times 79.63 \text{ pulg.} = 2.98 \text{ pulg.}$$

$$\text{Longitud cara del tambor} = 79.63 \text{ pulg.} + 2.98 \text{ pulg.}$$

$$= 82.62 \text{ pulg.}$$

$$= 6.88 \text{ pies.} = 7 \text{ pies.}$$

$$D = 10 \text{ pies} \quad L = 7 \text{ pies}$$

**ESTIMACION DE LA ACERLERACION Y DESACELERACION DEL
SKIP**

TABLA 5.10.c

Profundidad (pies)	1000	1000-2000	2000-3000	3000-4000
Veloc. Recomendada pies/min.	600-700	600-800	800-1000	900-1200
Tiempo Aceleración	5" - 10"	8" - 15"	15" - 25"	"20 - 40"
Tiempo Desaceleración	De 50 % a 100 % del tiempo de aceleración			
Factor Seg. Estimada	9	8	7	6
a pie / seg. ²	1 a 3	1 a 3	1 a 3.5	1 a 4

Fórmula para hallar Factor de Seguridad

$$= 91800 * 2.2046 / (1000 * 6.2 * 2.2046 / 3.28 + 8000 * 2.2046)$$

$$= 9$$

Considerando un tiempo promedio

$$(20+40)/2 = 30 \text{ seg.}$$

$$T_a = 30 \text{ seg.}$$

$$T_d = 15 \text{ seg.}$$

$$T_m = \text{tiempo de carguío} = \text{descargue asumido} = 17 \text{ seg.}$$

$$T_t = \text{tiempo de viaje asumido} = 230 \text{ seg.}$$

Calculo de velocidad del skip

$$V = E / (T - 0.5 (T_a + T_d))$$

$$E = 3,116.8 \quad = \text{Longitud de cable en pies}$$

$$T = T_t - T_m = 213 \text{ seg.} \quad = \text{Tiempo neto de izaje}$$

$$V = 16.36 \text{ pies/seg.} \quad = \text{Velocidad de izaje}$$

$$V = 981.67 \text{ pies/min.}$$

Obtención de la Aceleración y desaceleración

$$a = V/T_a = 16.36 / 30 = 0.55 \text{ pie / seg}^2. \quad = \text{Aceleración}$$

$$d = V/T_d = 16.36 / 15 = 1.09 \text{ pie / seg}^2. \quad = \text{Desaceleración}$$

Calculo De Espacios En Movimiento Uniforme Variado Y Movimiento

Rectilíneo Uniforme

$$Ea = a(Ta)^2/2 = 245.42 \text{ pies}$$

$$Ed = d(Td)^2/2 = 122.71 \text{ pies}$$

$$Ec = E - (Ea + Ed)$$

$$Ec = 3,116.80 \text{ pies} - (245.42 \text{ pies} + 122.71 \text{ pies})$$

$$Ec = 2,748.67 \text{ pies}$$

Estimación Del Tiempo De Viaje En MRU

$$Tu = Ec / V = 2,748.67 \text{ pies} / 16.36 \text{ pies/seg}$$

$$Tu = 168.00 \text{ seg.}$$

Estimación Del Tiempo De Viaje

$$Tc = 17.00 \text{ seg.}$$

$$Ta = 30.00 \text{ seg.}$$

$$Tu = 168.00 \text{ seg.}$$

$$Td = 15.00 \text{ seg.}$$

$$\text{Total} = 230.00 \text{ seg.}$$

Nº De Viajes Por Hora

$$N^{\circ}VH = (3600 \text{ seg} / \text{h}) / (230.00 \text{ seg} / \text{viaje})$$

$$N^{\circ}VH = 15.65 \text{ viajes} / \text{hora}$$

$$N^{\circ}VH = 16 \text{ viajes} / \text{hora}$$

Toneladas Por Hora

$$TH = (700 \text{ TM} / \text{Gdia}) / (8 \text{ horas} / \text{Gdia}) = 87.5 \text{ TM} / \text{Hora}$$

Calculo De La Capacidad Del Skip

$$CS = (87.5 \text{ TM/h}) / (16 \text{ viajes} / \text{h}) = 5.47 \text{ TM} / \text{viaje}$$

Capacidad del Skip

$$\text{Volumen aproximado} = 3.5 \text{ m}^3$$

$$\text{P.E.} = 3.0 \text{ TM} / \text{m}^3$$

$$\text{Esponjamiento} = 45 \%$$

$$\text{CS} = 3.5 * 3.0 * 45 \% = 4.73 \text{ TM}$$

$$\text{CS Promedio} = (5.47 + 4.73) / 2 = 5.10 \text{ TM}$$

$$\text{CS} = 5.10 = 5 \text{ TM}$$

CALCULO FACTOR DE SEGURIDAD EFECTIVO O DINAMICO CON QUE TRABAJA REALMENTE EL CABLE.

$$\text{F.S.E.D.} = 91.80 / F$$

$$F = W + (W*a)/g + 288,000*d^3/D$$

$$W = W \text{ mineral} + W \text{ skip} + W \text{ cable}$$

$$W \text{ mineral} = 1, 1023.115 \text{ lb.}$$

$$W \text{ skip} = 6,613.868 \text{ lb.}$$

$$W \text{ cable} = \underline{12,985.208 \text{ lb.}}$$

$$30,622.186 \text{ lb.}$$

$$F = W + (W*a)/g + 288,000*d^3/D$$

$$F = 30,622.186 + \frac{30,622.186 * 0.89}{9.8 * 3.28} + \frac{288,000 * 1.1/2^3}{120}$$

$$F = 41601.49 \text{ lb.}$$

$$F = 20.75 \text{ TC}$$

$$\text{F.S.E.D.} = 4.4$$

CALCULO DE LA VELOCIDAD ANGULAR O CIRCULAR DEL TAMBOR

$$\text{R.P.S.} = V / (3.1416 * D) = (16.36 \text{ pies/seg} / (3.1416 * 10 \text{ pies}))$$

$$\text{R.P.S.} = 0.521 / \text{seg.}$$

Vueltas acelerando

$$N^{\circ}.V.Acel. = R.P.S.*Ta/2 = R.P.S. * 30 / 2$$

$$N^{\circ}.V.Acel. = 7.81$$

Vueltas Desacelerando

$$N^{\circ}.V.Des. = R.P.S.*Td / 2 = R.P.S. * 15 / 2$$

$$N^{\circ}.V.Des. = 3.91$$

Vueltas a velocidad constante

$$N^{\circ}.V.Veloc. Conts. = R.P.S.*Tu$$

$$N^{\circ}.V.Veloc. Conts. = 0.52*168.00$$

$$N^{\circ}.V.Veloc. Conts. = 87.36$$

Comprobación

Cable desenrollando en aceleración

$$7.81 * 3.1416 * 10 = 245.36$$

Cable desenrollando en desaceleración

$$3.91 * 3.1416 * 10 = 122.84$$

Cable desenrollando a velocidad constante

$$87.36 * 3.1416 * 10 = \underline{2744.50}$$

3,112.70 pies

CALCULO DE MOMENTOS

Cargas:

$$a = \text{mineral} \quad 11,023.115 \text{ lb.}$$

$$b = \text{skip} \quad \underline{6,613.868 \text{ lb.}}$$

$$17,636.98 \text{ lb}$$

$$c = \text{cable de } 6*19 \text{ de } 1.1/2'' = 4.17 \text{ lb / pie}$$

$$d = \text{diámetro de tambor } 120'' = 10 \text{ pies}$$

$$r = \text{radio del tambor} = 5 \text{ pies}$$

a) Momentos de la carga que sube

TABLA 5.10.d

0.00	vueltas	17,636.98	lb	x	5.00	pie	=	88,184.89	lb - pie
7.81	vueltas	17,636.98	lb	x	5.00	pie	=	88,184.89	lb - pie
95.30	vueltas	17,636.98	lb	x	5.00	pie	=	88,184.89	lb - pie
99.21	vueltas	17,636.98	lb	x	5.00	pie	=	88,184.89	lb - pie

b) Momentos de la carga que baja

TABLA 5.10.e

0.00	vueltas	6,613.868	lb	x	5.00	pie	=	33,069.34	lb - pie
7.81	vueltas	6,613.868	lb	x	5.00	pie	=	33,069.34	lb - pie
95.30	vueltas	6,613.868	lb	x	5.00	pie	=	33,069.34	lb - pie
99.21	vueltas	6,613.868	lb	x	5.00	pie	=	33,069.34	lb - pie

c) Momentos del cable que sube

TABLA 5.10.f

0.00	vueltas	3,116.80	pie	x	5.00	Pie	4.17	lb / pie	=	64,985.28	lb - pie
7.81	vueltas	2,871.38	pie	x	5.00	Pie	4.17	lb / pie	=	59,868.24	lb - pie
95.30	vueltas	122.84	pie	x	5.00	Pie	4.17	lb / pie	=	2,561.20	lb - pie
99.21	vueltas	0.00	pie	x	5.00	Pie	4.17	lb / pie	=	0.00	lb - pie

d) Momentos del cable que baja

TABLA 5.10.g

0.00	Vueltas	0.00	pie	x	5.00	Pie	4.17	lb / pie	=	0.00	lb - pie
7.81	Vueltas	245.42	pie	x	5.00	Pie	4.17	lb / pie	=	5,117.04	lb - pie
95.30	vueltas	2,993.96	pie	x	5.00	Pie	4.17	lb / pie	=	62,424.08	lb - pie
99.21	vueltas	3,116.80	pie	x	5.00	Pie	4.17	lb / pie	=	64,985.22	lb - pie

e) **Momentos totales**

1. **De la carga que sube**

TABLA 5.10.h

vueltas	0.00	7.81	95.30	99.21
cargas	88,184.89	88,184.89	88,184.89	88,184.89
cable	64,985.28	59,868.24	2,561.20	0.00
total	153,170.17	148,053.13	90,746.09	88,184.89

2. **De la carga que baja**

TABLA 5.10.i

vueltas	0.00	7.81	95.30	99.21
cargas	33,069.34	33,069.34	33,069.34	33,069.34
cable	0.00	5,117.04	62,424.08	64,985.22
Total	33,069.34	38,186.38	95,493.42	98,054.56

MOMENTOS NETOS (Mto. Subida – Mto. Bajada)

TABLA 5.10.j

0.00	vueltas	153,170.17	-	33,069.34	=	120,100.83	lb - pie
7.81	vueltas	148,053.13	-	38,186.38	=	109,866.74	lb - pie
95.30	vueltas	90,746.09	-	95,493.42	=	-4,747.32	lb - pie
99.21	vueltas	88,184.89	-	98,054.56	=	-9,869.67	lb - pie

Calculo de los momentos de fricción

$$M_f = ((M_{\max} + M_{\min}) / (2 * \text{eff})) - M_c$$

$$M_{\max} = \text{Momento neto máximo} = 120,100.83 \text{ lb - pie}$$

$$M_{\min} = \text{Momento neto mínimo} = -9,869.67 \text{ lb - pie}$$

$$M_c = \text{Momento de la carga neta (mineral)} = 11023.115 \text{ lb} * 5 \text{ pie}$$

$$M_c = \text{Momento de la carga neta (mineral)} = 55115.575 \text{ lb - pie}$$

$$\text{Eff} = \text{eficiencia del momento medio} = 0.8$$

$$M_f = 13,778.9 \text{ lb - pie}$$

Peso de tambor.

$$W_T = 200 * A$$

A = Área de la superficie del tambor (pies).

$$A = 3.1416 * D * L = 219.912 \text{ Pies}^2$$

$$W_T = 43,982.4 \text{ Lb.}$$

Peso de los engranajes.

Considerando igual al 10 % de peso del tambor.

$$W_E = 10 \% * W_T = 4,398.24 \text{ Lb}$$

Peso de polea.

$$W_P = 1000 + (D-5) * 570 = 3,850 \text{ lb}$$

Peso del cable

$$W_C = 3418.64 \text{ pies} * 4.17 \text{ lb / pie}$$

$$W_C = 14,358.73 \text{ lb}$$

Calculo del ángulo flett o de variación

Longitud cable tambora polea = 42.00 m = 137.79 pies

Longitud de cara del tambor = 6.88 pies

$$\text{Tg } \beta = 3.44 / 137.79$$

$$\text{Tg } \beta = 0.02496$$

$$\beta = \text{arcTg}(0.02496)$$

$$\beta = 1^\circ 25' 47.3''$$

Valor por debajo del Angulo máximo permisible de $1^\circ 30'$

Velocidad plena = 16.36 pies/seg.

Aceleración = 0.545 pie / seg²

Desaceleración = 1.090 pie / seg².

DISEÑO DE MOTOR.

2 Skips	:	13227.72 lb.
Mineral	:	11023.11 lb.
2 Cables	:	28716.50 lb.
2 tamboras	:	87964.80 lb.
Engranajes	:	4398.24 lb.
2 Poleas	:	<u>7700.00 lb.</u>
TOTAL		153030.00 lb

a) Calculo de la fuerza de aceleración.

$$F_a = (W * a) / g = 2570.81 \text{ lb.} \quad g = 9.8 \text{ m/seg}^2$$

b) Calculo de la fuerza de desaceleración.

$$F_d = (W * d) / g \quad g = 9.8 \text{ m/seg}^2$$
$$F_d = 5189.23 \text{ lb}$$

c) Momentos de aceleración.

$$M_a = F_a * r$$

$$M_a = 12,854.05 \text{ lb - pie}$$

d) Momento de desaceleración.

$$Md = Fd * r$$

$$Md = 25,946.15 \text{ lb - pie}$$

e) Calculo de la potencia

$$HP = ((PI * 2 * R.P.S.) / 550) * M$$

$$HP = 0.0059 * M$$

$$M = \text{Momento Total}$$

TABLA DE MOMENTOS

TABLA 5.10 k

1	Vueltas	0	7.81	7.81	95.3	95.3	99.21
2	Momento Estático Neto	120,100.83	109,866.74	109,866.74	-4,747.32	-4,747.32	-9,869.67
3	Momento de Fricción	13,778.90	13,778.90	13,778.90	13,778.90	13,778.90	13,778.90
4	Momento de Desaceleración	-,-	-,-	-,-	-,-	-25,946.15	-25,946.15
5	Momento de Aceleración	12,854.05	12,854.05	-,-	-,-	-,-	-,-
6	Momento Total	146,733.78	136,499.69	123,645.64	9,031.58	-16,914.57	-22,036.92
7	Tiempos en Segundos	0	30	30	179.98	209.98	209.98
8	Potencia en HP	873.065991	812.1731631	735.6915656	53.73788206	-100.6417104	-131.1196498
9			A	B	C	D	

Potencia media Estimada

$$PME = (873.06 + 53.74) / 2$$

$$PME = 463.40$$

$$Ta = 30$$

$$Td = 15$$

Considerando el 160 % de esta potencia

$$463.40 * 160 \% = 741.44 \text{ HP}$$

$$741.44 / 30 = 24.71 \text{ al motor acelerado}$$

$$741.44 / 15 = 49.42 \text{ al motor acelerado}$$

Potencia corregida en los puntos A y D

$$A = 812.17 + 24.71 = 836.88$$

$$D = -100.64 + 49.42 = -51.22$$

Para reemplazar en la fórmula del Método "Root Mean Square" R.M.S., o Método de la raíz cuadrada de la media de los cuadrados

$$A = 836.88 \quad K1 = \frac{1}{2} \quad Ta = 30$$

$$B = 735.69 \quad K2 = 1 \quad Tu = 168$$

$$C = 53.74 \quad K3 = \frac{1}{4} \quad Td = 15$$

$$D = -51.22 \quad Tm = 17$$

$$PM = ((A^2 * Ta + ((B^2 + C^2 + B * C) / 3) * Tu + (D^2 * Td)) / (K1 * Ta + K2 * Tu + K1 * Td + K3 * Tm))^{1/2}$$

$$PM = 528.70 \text{ HP}$$

$$PM = 528.70 \text{ HP} * 1.3 = 687.30$$

$$PM = 687.30 \text{ HP}$$

Motor cercano comercial es de 2 Motores de 750 HP de 3 fases, 60 ciclos 440 V
Corriente Alterna

5.11. CONSTRUCCIÓN DEL PIQUE VERTICAL.

5.11.1. TRABAJOS PRELIMINARES.

5.11.1.1. CONSTRUCCIÓN DE CHIMENEA PILOTO PARA CASTILLO.

En la construcción del castillo se tiene primero que correr una chimenea piloto de 02 compartimientos de sección 1.20 m. x 1.20 m., de manera vertical hasta la altura de la cámara de poleas a una distancia de 62.40 m. por encima del nivel 435

Posteriormente se realizará el ensanche en forma descendente, comenzando de la parte superior hasta llegar al pie del castillo, llegando a romper un volumen de 179. 712 m3.

5.11.1.2. CONSTRUCCIÓN DE CRUCEROS.

Como trabajos preliminares, se programará una serie de cruceros tanto en el nivel 01, como en el nivel 10, con la finalidad de acortar las distancias y accesos hacia el pique rectangular, estos son:

CX – 630 NE (NV – 01) de sección 4.50 x 5.00	=	143.00 m.
CX – 630 NW (NV – 01) de sección 4.50 x 5.00	=	167.00 m.
CX – 640 NE (NV – 01) de sección 4.50 x 5.00	=	60.00 m.
CX – 645 NW (NV – 01) de sección 4.50 x 5.00	=	48.00 m.
		<hr/>
		418.00 m.
CX – 520 NW (NV – 10) de sección 3.00 x 3.00	=	85.00 m.

5.11.1.3. CONSTRUCCIÓN DE CÁMARA WINCHE.

La Casa Winche tendrá 12.00 m de largo en dirección al eje de cables y transversalmente un ancho de 10.00 m por una altura 4.40 m ubicado a continuación de la Cortada “El Carmen” a 45.00 m. Se podrá acceder

directamente por la cortada que tiene dimensiones óptimas para la circulación del equipo para el winche.

El inclinado tendrá una sección 4.00 m x 2.20 m, con una inclinación de 42° 30", tendrá una longitud inclinada de 38.50 m.

La Chimenea tendrá una sección de 5.20 m y una altura de 35.00 m.

Las Tolvas serán dos, una para mineral y otra para desmonte las que almacenaran 500 TM cada uno

El sostenimiento de las paredes de la cámara se realizará con pernos helicoidales de 6 y 8 ft. Respectivamente, malla electro soldada y revestimiento con cemento lanzado tipo Shotcrete con un espesor de 7 cm.

5.11.1.4. CONSTRUCCIÓN DE CHIMENEA PILOTO PARA INCLINADO DE CABLES.

Luego de llegar con la cortada "El Carmen" a las coordenadas de la casa winche se procede a realizar el desquinche para darle la sección descrita en los planos luego se ubican los ejes y se construye la base de la cimentación del Winche. Los trabajos de perforación y voladura se realizaran de forma convencional, la limpieza con pala EIMCO y carros mineros. Se enmallara y empernara las zonas posibles de debilidad y se lanzara a las paredes y techo una capa de shotcrete y se pintara de un color aparente.

El inclinado a partir de la cámara winche se desarrollara una chimenea piloto de 2.00 m x 2.00 m de sección el que se ampliara a 2.00 m x 4.00 m se construirá una tolva y chute para descargar el material derribado a los carros mineros se seguirá con punto de dirección y gradiente de 42° 30" .

5.11.1.5. CONSTRUCCIÓN DE CHIMENEA PILOTO PARA POCKETS.

En el nivel 1 se construirán pockets 01 y 02 con una capacidad de 500 TM. Cada uno, para recepcionar el mineral y/o desmonte procedente de los niveles inferiores, almacenarlo provisionalmente y descargarlo en los volquetes para su transporte hasta la planta de tratamiento.

Estos pockets cuentan con un dispositivo clasificador de mineral y/o desmonte (Deflector) con tolvas metálicas y pistones hidráulicos en el punto de descarga para dosificar y controlar el cargado de los volquetes, conforme se aprecia en los planos de diseño.

5.11.1.6. CONSTRUCCIÓN DE CHIMENEA PILOTO PARA ORE PASS Y WASTE PASS.

En el nivel 19 se construirán el ore pass y waste pass una vez que ya se haya concluido con la profundización ciega del pique que alcanzará una distancia de 67.40 m., posteriormente se dará inicio con la construcción de 02 chimeneas pilotos en forma ascendente de sección 1.20 x 2.40 m. de 02 compartimientos con una longitud de 32.00 m., hasta llegar al nivel 18 respectivamente y finalmente se efectuará el ensanche respectivo en forma descendente de los echaderos tanto de mineral y desmonte con la finalidad de almacenarlo provisionalmente y descargarlo en los baldes para izarlo hasta el nivel superior de extracción que es el nivel 435.

Estos echaderos tendrán una capacidad de almacenamiento de 500 TM., de donde se removerá un total de 225 m³. De material roto.

5.11.1.7. CONSTRUCCIÓN DE CHIMENEAS AUXILIARES PARA EXTRACCIÓN.

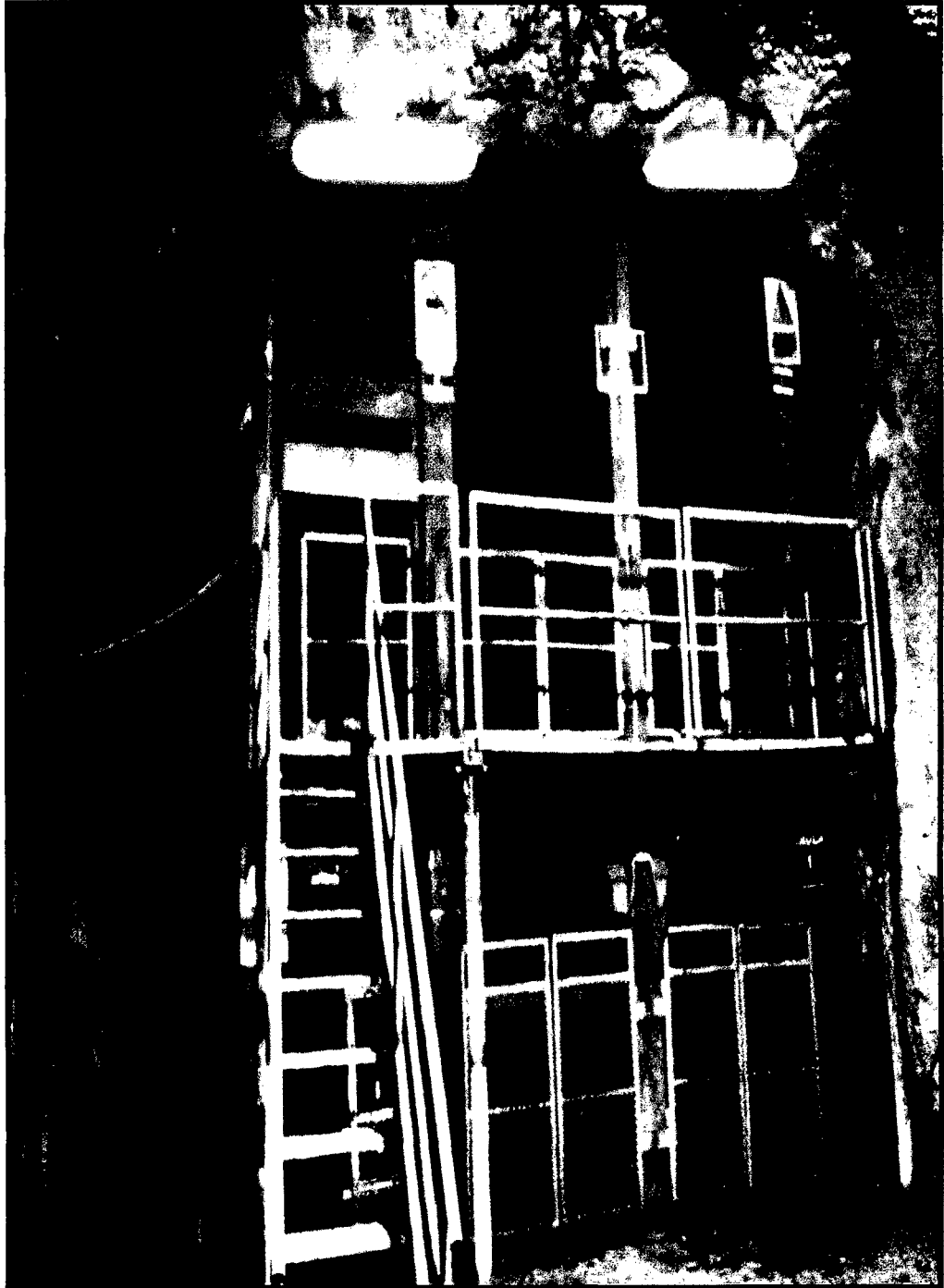
Con la finalidad de realizar la extracción del material roto a lo largo del ensanche del pique rectangular desde el nivel 11, hasta el nivel 18; se realizarán chimeneas inclinadas de servicio de sección 1.20 x 2.40 m. de donde se extraerá el material mediante locomotoras destinadas específicamente para ello. A continuación se mencionará las chimeneas a construirse con las características respectivas:

CH – 635 (NV – 18) de sección 1.20 x 2.40 = 33.00 m.

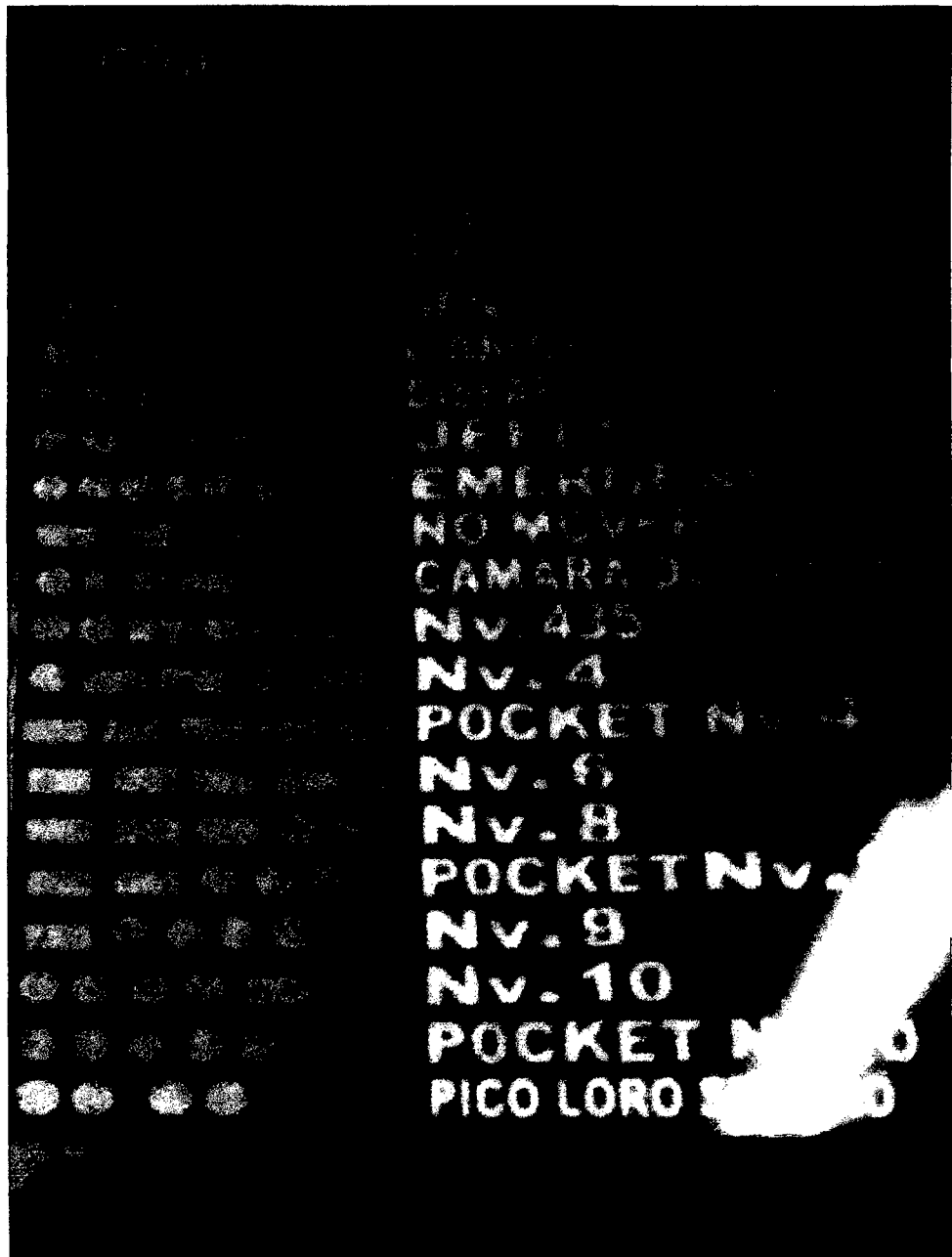
Al finalizar el ensanche del pique en toda su longitud, estas chimeneas de servicio, se clausurarán definitivamente colocando barreras.

5.11.1.8. EXCAVACIÓN DEL PIQUE.

ESTACIONES DEL PIQUE 790 ZONA OROYA



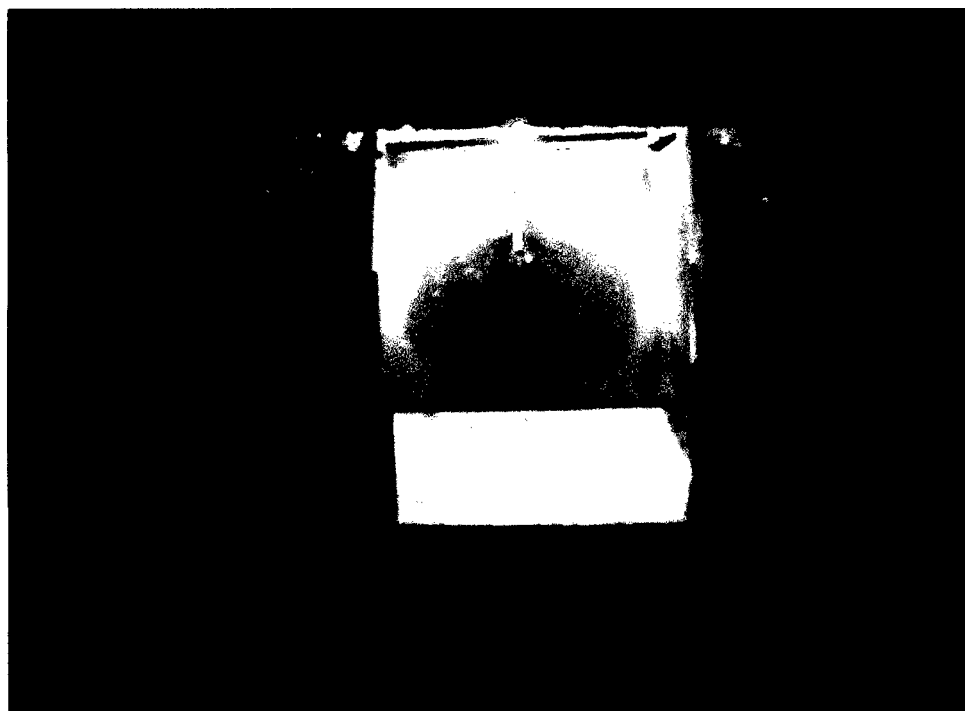
CODIGOS DE TOQUES PIQUE 790



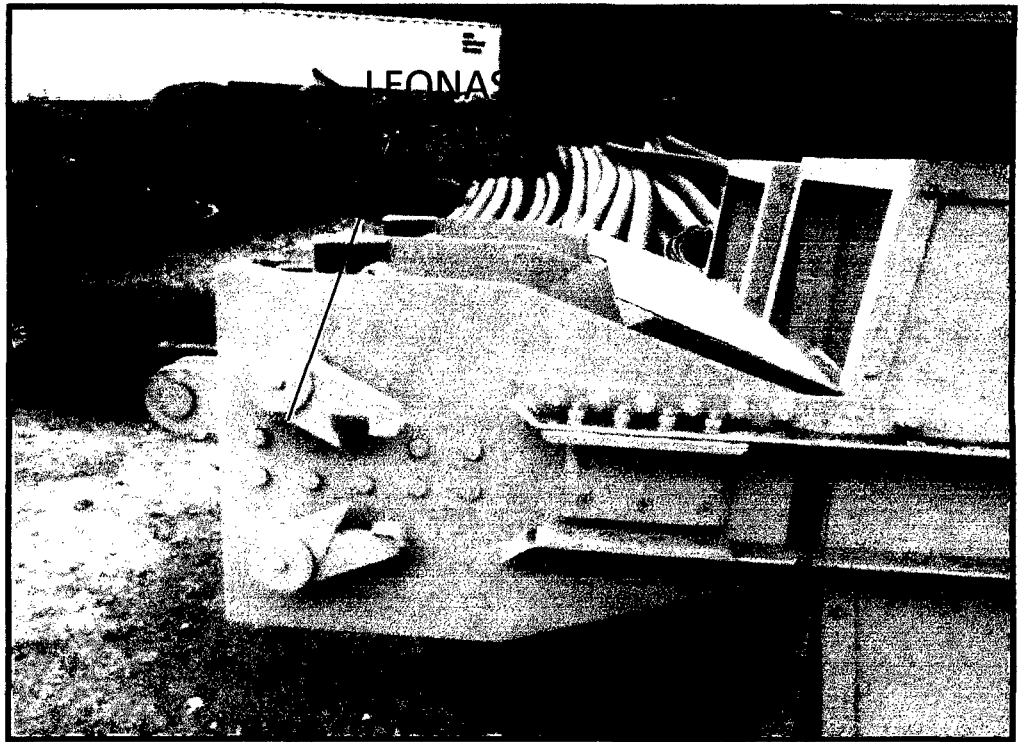
CONTROL DE MANDO DE LOS DOSIFICADORES Y SPILL POCKET



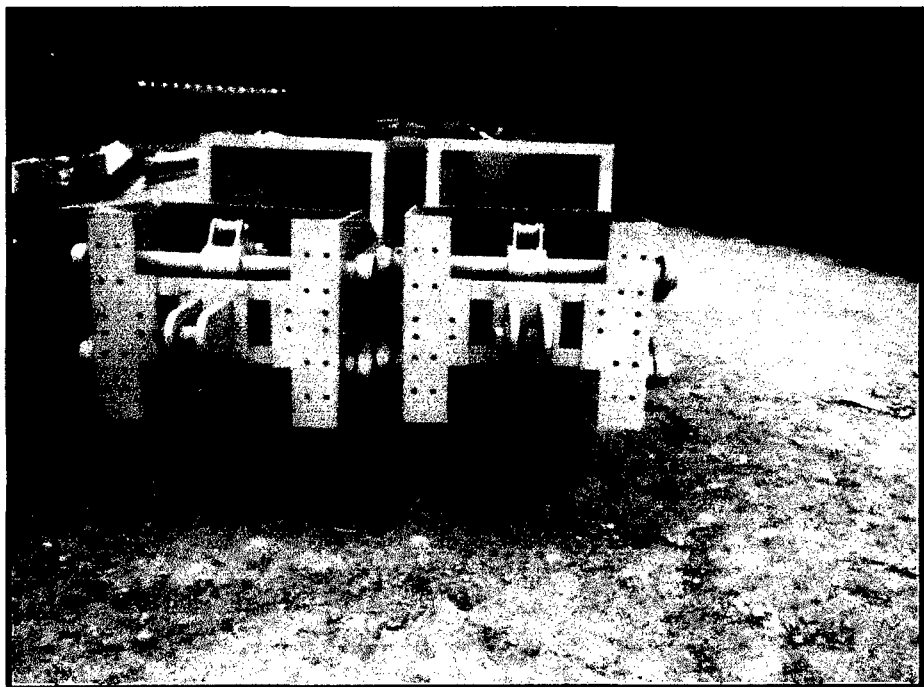
TOLVA DE DESCARGA DE LOS SPILL POCKET



SISTEMA DE SEGURIDAD (LEONAS)



SISTEMA DE CONTRAPESO



5.11.2. ROFUNDIZACION DEL PIQUE CON CHIMENEA PILOTO

La excavación del Pique 790 desde el nivel 11 hasta el nivel 18 se realizó con el método de profundización con chimenea piloto, ensanchando la sección de la chimenea piloto de 1.50 m. x 1.50 m. a la sección del Pique de 2.40 m. x 4.80 m. en forma descendente, con un avance mensual de 25 metros.

Para poder realizar el ensanche de este tramo, primero se corrió una chimenea piloto con equipo stoper, Alimak y raise boring desde el nivel 11 hasta el nivel 18, siguiendo el eje central del Pique, aprovechando el acceso con que se cuenta a través de los inclinados 790. De igual modo un raise boring de drenaje del nivel 10 hasta el nivel 18.

Perforación y Voladura

La perforación para el ensanche se realizó con perforadoras manuales tipo Jack Hammer, dinamita 65% pentacord y accesorios de voladura Carmex, mecha rápida, faneles de N°1 a N°15, y con la malla de perforación que se ilustra en plano.

Ciclo de perforación

TABLA 5.11.2.1 a

N° de taladros	emboquille	patero 2 ft (41mm)	seguidor (4) ft (39mm)	seguidor (6) ft (39mm)	pasador 8ft (38mm)	Total ciclo
1	0.2	2.3	2.7	2.5	1.8	9.50
2	0.1	2.1	2.2	2.8	1.9	9.10
3	0.2	2.4	2.6	2.7	1.7	9.60
4	0.1	2.7	2.9	2.3	2	10.00
5	0.1	2.2	2.7	2.3	1.9	9.20
6	0.2	2.6	2.5	2.2	1.8	9.30
7	0.2	2.3	2.5	2.1	1.9	9.00
8	0.2	2.5	2.8	2.4	2	9.90
9	0.2	2.1	2.3	2.4	1.9	8.90
10	0.1	2.8	2.8	2.3	1.8	9.80

Vida útil de brocas y barrenos

TABLA 5.11.2.1 b

vida útil en pies perforados	patero 2 ft (41mm)	seguidor (4) ft (39mm)	seguidor (6) ft (39mm)	pasador 8ft (36mm)
broca	45-88	92	120	200
barreno	92	130	250	800

Consumo de accesorios y explosivos por voladura

TABLA 5.11.2.1 c

malla de perforación	tal. de prec.	tal. de prod.	Long. de tal.	cart. tal.	total cart.	total carmex de 9 ft	Faneles N°1 a N°15	pentacord (m)	mecha rápida (m)
0.4m*0.4m	104	84	4 ft	5	420	2	84	25.00	20
0.4m*0.4m	40	56	6 ft	7	392	2	56	25.00	20
0.6m*0.6m	24	21	8 ft	9	405	2	45	25.00	20

NOTA: Al iniciar la excavación en la estación del pique y los pockets, los taladros de pre corte no se cargan.

Limpieza

Después de disparo, se limpia todo el desmonte hacia la chimenea piloto ubicada en un extremo de la sección del pique, el cual baja por gravedad hasta el pie del Raise Boring, de donde es cargado por scoopstram diesel de 1.5 yd³ en carros mineros tipo gramby y transportado por una Locomotora hasta las tolvas de los inclinado 1800 de donde es transportado por carros mineros U 35.

Enmaderado

La instalación del enmaderado se ejecuta en forma secuencial con el avance del pique, colocando dos cuadros de madera de 2.00 m cada uno. De distancia y dejando una altura libre de 6.0 m. entre el fondo y el último piso de madera, longitud que es afectada por el disparo y que no se puede colocar elementos de madera.

PARAMETROS DE TRABAJO
PROFUNDIZACION DEL PIQUE 790 CON CHIMENEA PILOTO

TABLA 5.11.2.1 d

PERFORACION

PARAMETROS	UND.	CANTIDAD
Sección	m.	2.4x 4.8
Longitud de taladros	Pies	8
No de taladros	Unid.	45
Máquinas Perforadoras	Unid.	2

TABLA 5.11.2.1 e

VOLADURA

PARAMETROS	UND.	CANTIDAD
Avance por disparo	m.	2.0
Avance Mensual	m.	25
Factor de carguío	Kg/m3	1.72
Volumen roto	m3	21.5
Eficiencia de voladura	%	83

TABLA 5.11.2.1 f

LIMPIEZA

PARAMETROS	UND.	CANTIDAD
Tiempo	Horas	2
Personal	Unid.	4
Tareas	Unid.	1

5.11.3. PROFUNDIZACION CIEGA DEL PIQUE

La excavación del Pique 790 desde el nivel 18 al hasta el nivel 19 se realizara en forma descendente (Pique ciego), disparando sección completa con taladros de 6 pies y utilizando un winche de izaje de 40 H.P. para la limpieza del material roto, llegándose a un avance mensual de 15 metros.

Perforación y Voladura

La perforación se realizó con perforadoras manuales tipo Jack Hammer, malla tipo sección completa de 60 taladros y corte cuña.

Para la voladura se utilizó Emulex de 65%, Emulnor 3000 y accesorios Carmex de 9 pies y mecha rápida.

Como una labor previa a la perforación se realiza el sostenimiento con pernos helicoidales de 8 pies, Resina y Cemcom de 1*12 pulgadas, en las zonas donde se presente terreno inestable, esto con una malla de perforación 1.2 x1.2 m.

NOTA: Al iniciar la excavación en la estación del pique y los pockets, los taladros de pre corte no se cargan.

(Ver anexo plano N° 7 malla de perforación en el pique con chimenea piloto y ciego)

Limpieza e Izaje

Para la limpieza del material roto en el fondo del pique se instaló un sistema auxiliar de izaje en el nivel 18, consistente en un Winche de 40 H.P., un balde de 0.4 m³ (0.73*0.73*0.75) y un winche de descarga de 23 m³ de capacidad,

El carguío de material roto al balde se realizó a pulso con 4 obreros, luego se izaba con el winche hasta la tolva donde se acumulaba y luego se cargaba a los carros mineros tipo gramby para su evacuación del pique hacia el pocket del inclinado 1800 por la locomotora trole de servicio de este nivel.

Parámetros para el rendimiento de izaje de material roto

- 1 winchero
- 4 lamperos
- 1 volteador de balde
- Winche de 40 hp.
- 100 metros de cable de acero de ½”
- Cable Guía de 1/2” de cable de acero.
- 2 timbres para comunicación.
- Un guiador de balde
- Buena iluminación.
- Ropa de agua para cada trabajador.
- Arnés con línea de anclaje para cada trabajador.
- Matón de 18 libras.
- 4 Lampas
- 4 Picos.
- 2 barretillas

Rendimiento de izaje de material roto al bolsillo

TABLA 5.11.2.2 a

n° de hombr.	n° de viajes	cap. de balde	vol. m3	horas netas	m3/hr	m3/hom.
7	70	0.4	28	8	3.5	0.5
7	65	0.4	26	7.5	3.47	0.5
7	35	0.4	14	5	2.8	0.4
7	68	0.4	27.2	8	3.4	0.49
7	73	0.4	29.2	8.5	3.44	0.49
7	71	0.4	28.4	8.3	3.42	0.49
7	69	0.4	27.6	7.7	3.58	0.51
7	59	0.4	23.6	7.8	3.03	0.43
7	63	0.4	25.2	8.5	2.96	0.42
7	38	0.4	15.2	5	3.04	0.43
7	68	0.4	27.2	8.5	3.2	0.46
7	67	0.4	26.8	8.2	3.27	0.47
7	65	0.4	26	8.3	3.13	0.45
7	65	0.4	26	8.1	3.21	0.46
7	62	0.4	24.8	8	3.1	0.44
PROMEDIO					3.24	6.94

Rendimiento de transporte del bolsillo al pocket del inclinado 1800

TABLA 5.11.2.2 b

n° de hombr.	n° de viajes	n° de carros gramby	cap. del gramby (3 ton)	vol. Transporte.(m3)	horas netas	m3/hr	m3/hom.
2	6	3	9	54	8	6.75	3.38
2	8	3	9	72	7.5	9.6	4.8
2	6	3	9	54	5	10.8	5.4
2	9	3	9	81	8	10.13	5.06
2	6	3	9	54	8.5	6.35	3.18
2	9	3	9	81	8.3	9.76	4.88
2	7	3	9	63	7.7	8.18	4.09
2	5	3	9	45	7.8	5.77	2.88
2	6	3	9	54	8.5	6.35	3.18
2	8	3	9	72	5	14.4	7.2
2	9	3	9	81	8.5	9.53	4.76
2	7	3	9	63	8.2	7.68	3.84
2	6	3	9	54	8.3	6.51	3.25
2	4	3	9	36	8.1	4.44	2.22
2	8	3	9	72	8	9	4.5
PROMEDIO						8.35	4.18

Enmaderado

La instalación del enmaderado se ejecuta en forma similar al método de avance del por ensanche, La instalación del enmaderado se ejecuta en forma secuencial con el avance del pique, colocando los cuadros de madera cada 2.00 m. de distancia y dejando una altura libre de 5.0 m. entre el fondo y el último piso de madera, longitud que es afectada por el disparo y que no se puede colocar elementos de madera.

ESTANDARES

• Longarinas de Pino de 10x10x18'	02 piezas
• Postes de Pino de 10"x10"x 6'	08 piezas
• Cabezales de Pino 10"x10"x 7'	02 piezas.
• Divisores de Pino 10"x10"x 6'	02 piezas.
• Guía de pino de 5"x7"x 22'	02 piezas
• Blocks de madera pino de 10"x10"cantidad	12 piezas x piso
• Templadores metálicos de 7/8	12 piezas x cuadro
• Distancia de cuadro a cuadro	2 mts
• Escaleras de madera	5 ms
• Descansos de madera con espacio libre	0.70 x 0.80 ms.
• Cortinas de tablas	2" con separación de 4"

PERSONAL:

Maestro Perforista	03
Ayudantes de Perforista	03
Winchero	01
Timbrero	01

(Ver anexo plano N° 8)

PROFUNDIZACION CIEGA DEL PIQUE 790

TABLA 5.11.2.2 c

PERFORACION

PARAMETROS	UND.	CANTIDAD
Sección	m.	2.4 x 4.8
Longitud de taladros	Pies	6
No de taladros	Unid.	60
Máquinas Perforadoras	Unid.	2

VOLADURA

PARAMETROS	UND.	CANTIDAD
Avance por disparo	m.	1.60
Avance Mensual	m.	15
Factor de carguío	Kg/m3	2.54
Esponjamiento	%	40
Volumen roto	m3	16.12
Eficiencia de voladura	%	80

LIMPIEZA

PARAMETROS	UND.	CANTIDAD
Tiempo	Horas	8
Personal	Unid.	6

5.12. SOPORTE DEL PIQUE 790

5.12.1. ESTRUCTURAS DE SOPORTE

En vista que el terreno en la zona de excavación es muy buena fracturada y con presencia de filtración de agua y por otro lado la sección es de regular dimensión, fue necesario utilizar vigas de madera o soleras base para el soporte de los cuadros en las estaciones de servicio de los diferentes niveles de trabajo.

Collar de Concreto

Teniendo en cuenta el peso total de nivel a nivel de aproximadamente de 15 Tm. la suma de las cargas del cuadro estación, cable, bloqueo y carga, se estableció un collar de concreto de 0.50 m. de espesor., reforzado con varillas de fierro de construcción de $\frac{3}{4}$ " y anclajes hacia las paredes del pique con fierro de construcción de 1".

En el collar también se instaló el piso de inicio o patrón dejando un metro del ras de nivel de estación para la instalación de solera base y solera cuadro con las medidas exactas del pique y que sirvió de patrón para el alineamiento y centrado de los cuadros en los pisos inferiores.

Soleras Base

Para soporte de los cuadros de madera se instalaron 4 soleras de madera con una separación de 44 pulgadas. De distancia, con dimensiones de 10 * 12 pulgadas * 13 pies de longitud cada uno, las mismas que permitieron dividir la sección del pique en 3 compartimientos y a la vez apoyar los descansos, escales, tuberías y cables eléctricos.

En el enmaderado del pique se instalaron por cada 7 cuadros instalados trabajo 4 soleras y un total de 12 soleras de nivel a nivel.

Soleras cuadro

Para soporte de los cuadros de madera se instalaron 4 soleras de madera con una separación de 44 pulgadas de distancia, con dimensiones de 10 * 10 pulgadas * 16 pies de longitud cada uno, las mismas que permitieron dividir la sección del pique en 1 compartimientos y a la vez apoyar los descansos, escales, tuberías y cables eléctricos.

Cuadro Estación

En todos los niveles de trabajo se instalaron cuadros de estación de 6.0 metros de altura, para dar soporte a la cámara vacía de la estación se colocaron pernos helicoidales y shocrete de 4 cm, y colocar dispositivos de embarque y desembarque de personal y materiales.

Cuadro de Tolvas

Para soportar las tolvas de los pockets en los niveles 435, 11, 18. Se instalaron planchas metálicas inclinadas en los spill pocket, apoyadas sobre concreto y vigas de 8*8 y 8*10 pulgadas.

Pocket

Diseñados para almacenar provisionalmente mineral y / o desmonte provenientes de las labores de preparación, desarrollo y tajeos.

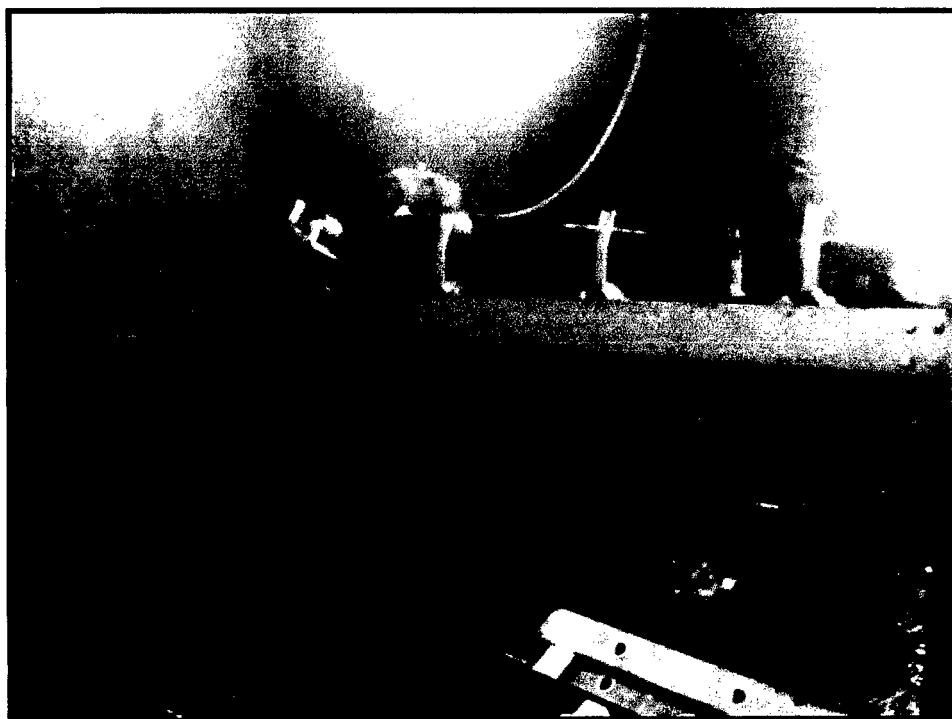
Ubicados a espaldas de la estación del pique con ángulos de inclinación iniciando recto y luego al final con 53° de inclinación con la finalidad chutear el mineral y/o desmonte con facilidad hacia los dosificadores.

capacidades de almacenamiento de 500 TM tanto para mineral y desmonte.

ROMPE BANCO ELECTRO HIDRAULICO DEL NV 18



FAJA TRANSPORTADORA DE LA CHANCADORA DEL NV 18



CHANCADORA DEL NV - 18



FAJA CHANCADORA DEL NV – 18

ANALISIS DE COSTOS UNITARIOS
PRECIO ESPECIAL CONSTRUCCIÓN DE SPILL POCKET
NV.11 PQ. 790 - ENERO 2015

1. Perforación de Taladros Pre - Corte spill pocket (sección 3.30 m x 5.0m) a 0.15m, profundidad=1.0m
2. Perforación / voladura de Taladros spill pocket (sección 3.30 m x 5.0m) a 0.40m, profundidad=1.0m

Rendimiento =	50.00	Tal./Gdia
Rendimiento =	30.00	Tal./Gdia

PARÁMETROS:

1. Total de Guardias = 5.32 guardias
2. Número de Trabajadores/Gdia. = 3.25
3. Número de Tareas/Gdia. = 1.25

1.0 MANO DE OBRA

DESCRIPCION	UNID.	CANT.	PRECIO	GDIAS	Sub Total S/.	Total S/.
1.1. PERFORACIÓN TALADROS CON PRE - CORTE						
Maestro Perforista	Tarea	1.0	50.00	2.2	138.75	
Ayudantes Perforista	Tarea	2.0	40.00	2.2	222.00	
		3.00			360.75	
Leyes Sociales 104.08%					375.47	
Alimentación					83.25	819.47

1.2. PERFORACION / VOLADURA DE TALADROS						
Maestro Perforista	Tarea	1.0	50.00	3.1	193.75	
Ayudante Perforista	Tarea	2.0	40.00	3.1	310.00	
Bodeguero	Tarea	0.5	40.00	3.1	77.50	
		3.50			581.25	
Leyes Sociales 104.08%					604.97	
Alimentación					135.63	1,321.84
1.6. SUPERVISION						
Ingeniero Residente	%	1.00	250.00	2.66	665.00	
Ingeniero Seguridad	%	1.00	200.00	2.66	532.00	
Jefe de Guardia	%	1.00	166.67	5.32	886.67	
Capataz	%	1.00	83.33	5.32	443.33	
		4.00			2,527.00	
Leyes Sociales 65.33%					1,650.89	
Alimentación					292.60	4,470.49
Cantidad de Personal		10.5				
TOTAL MANO DE OBRA					6,611.80	

2.- IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD

DESCRIPCION	UNID.	CANT.	P.U.	GDIAS	P.U.	S/.x Mes
Ropa de Jebe	tarea	33.47	0.53		17.74	
Guantes de Cuero	tarea	33.47	0.33		11.05	
Botas de Jebe	tarea	33.47	0.29		9.71	
Mameluco	tarea	33.47	0.41		13.72	
Casco de Seguridad	tarea	33.47	0.11		3.68	
Correa de Seguridad	tarea	33.47	0.08		2.68	
Arnés	tarea	33.47	1.25		41.84	
Respirador Contra Polvo	tarea	33.47	0.28		9.37	

Tapones de Oído	tarea	33.47	0.02		0.67	
Lámpara a Batería	tarea	33.47	0.56		18.74	
TOTAL IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD						129.19

3.- EQUIPOS

DESCRIPCION	UNID.	CANT.	P.U.	GDIAS	P.U.	S/.x Mes
Pies Perforados (Máquina Perforadora)	Pies Perf.	816.00	0.324	1.0	264.38	
Pies Perforados (Barrenos de 4')	Pies Perf.	816.00	0.060	1.0	48.96	
Pies Perforados (Broca de 41 mm)	Pies Perf.	816.00	0.060	1.0	48.96	
TOTAL IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD						362.30

4.- MATERIALES

DESCRIPCION	UNID.	CANT.	P.U.	GDIAS	S/.	S/.x Mes
Emulnex 65 % 1" x 8"	Cart.	372.00	0.750	1.0	279.00	
Cármex de 2.70 Mts.	Pzas.	93.00	3.400	1.0	316.20	
Mecha Rápida	Mts.	60.00	1.240	1.0	74.40	
TOTAL MATERIALES						669.60

5.- HERRAMIENTAS

DESCRIPCION	UNID.	CANT.	P.U.	GDIAS	S/.	S/.x Mes
Costo Herramientas 5 % M.O.	%	6,611.80	0.050	5.32	330.59	
TOTAL MATERIALES						330.59

6.- TOTAL COSTO DIRECTO

8,103.49

7.- COSTOS INDIRECTOS

Utilidad	15.00%					1,215.52
Imprevistos	2.50%					202.59
SUBTOTAL COSTOS INDIRECTOS						1,418.11

COSTO TOTAL

9,521.60

ANALISIS DE COSTOS UNITARIOS

PRECIO UNITARIO CONSTRUCCIÓN DE REFUGIO/PARA MAQUINAS HIDRAULICAS SPILL POCKET

NV.11 PQ. 790 - ENERO 2015

TRABAJOS REALIZADOS:

1. Perforación de Taladros Pre - Corte zona refugio (sección 4.80m x 1.0m) a 0.15m, profundidad=1.0m
2. Perforación de Taladros zona refugio (sección 4.80m x 1.0m) a 0.40m, profundidad=1.0m

Rendimiento =	50.00	Tal./Gdia
Rendimiento =	30.00	Tal./Gdia

PARÁMETROS:

1. Total de Guardias = 3.82 guardias
2. Número de Trabajadores/Gdia. = 3.25
3. Número de Tareas/Gdia. = 1.25

1.- MANO DE OBRA

DESCRIPCION	UNID.	CANT.	PRECIO	GDIAS	Sub Total S/.	Total S/.
1.1. PERFORACIÓN TALADROS CON PRE - CORTE						
Maestro Perforista	Tarea	1.0	50.00	1.6	101.25	
Ayudantes Perforista	Tarea	2.0	40.00	1.6	162.00	
		3.00			263.25	
Leyes Sociales 104.08%					273.99	
Alimentación					60.75	597.99
1.2. PERFORACION / VOLADURA DE TALADROS						
Maestro Perforista	Tarea	1.0	50.00	1.2	75.00	

	Ayudante Perforista	Tarea	2.0	40.00	1.2	120.00		
	Bodeguero	Tarea	0.5	40.00	1.2	30.00		
			3.50			225.00		
	Leyes Sociales 104.08%					234.18		
	Alimentación					52.50	511.68	
1.6.	SUPERVISION							
	Ingeniero Residente	%	1.00	250.00	1.41	352.50		
	Ingeniero Seguridad	%	1.00	200.00	1.41	282.00		
	Jefe de Guardia	%	1.00	166.67	2.82	470.00		
	Capataz	%	1.00	83.33	2.82	235.00		
			4.00			1,339.50		
	Leyes Sociales 65.33%					875.10		
	Alimentación					155.10	2,369.70	
	Cantidad de Personal		10.5					
	TOTAL MANO DE OBRA						3,479.37	

2.- IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD

DESCRIPCION	UNID.	CANT.	P.U.	GDIAS	P.U.	S/x Mes
Ropa de Jebe	tarea	17.52	0.53		9.29	
Guantes de Cuero	tarea	17.52	0.33		5.78	
Botas de Jebe	tarea	17.52	0.29		5.08	
Mameluco	tarea	17.52	0.41		7.18	
Casco de Seguridad	tarea	17.52	0.11		1.93	
Correa de Seguridad	tarea	17.52	0.08		1.40	
Arnés	tarea	17.52	1.25		21.90	
Respirador Contra Polvo	tarea	17.52	0.28		4.91	
Tapones de Oído	tarea	17.52	0.02		0.35	
Lámpara a Batería	tarea	17.52	0.56		9.81	
TOTAL IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD						67.63

3.- EQUIPOS

DESCRIPCION	UNID.	CANT.	P.U.	GDIAS	P.U.	S/.x Mes
Pies Perforados (Máquina Perforadora)	Pies Perf.	468.00	0.324	1.0	151.63	
Pies Perforados (Barrenos de 4')	Pies Perf.	468.00	0.060	1.0	28.08	
Pies Perforados (Broca de 41 mm)	Pies Perf.	468.00	0.060	1.0	28.08	
TOTAL IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD						207.79

4.- MATERIALES

DESCRIPCION	UNID.	CANT.	P.U.	GDIAS	S/.	S/.x Mes
Emulnex 65 % 1" x 8"	Cart.	372.00	0.750	1.0	279.00	
Cármex de 2.70 Mts.	Pzas.	93.00	3.400	1.0	316.20	
Mecha Rápida	Mts.	60.00	1.240	1.0	74.40	
TOTAL MATERIALES						669.60

5.- HERRAMIENTAS

DESCRIPCION	UNID.	CANT.	P.U.	GDIAS	S/.	S/.x Mes
Costo Herramientas 5 % M.O.	%	3,479.37	0.050	2.82	173.97	
TOTAL MATERIALES						173.97

6.- TOTAL COSTO DIRECTO**4,598.35****7.- COSTOS INDIRECTOS**

Utilidad	15.00%					689.75
Imprevistos	2.50%					114.96
SUBTOTAL COSTOS INDIRECTOS						804.71

COSTO TOTAL**5,403.07**

ANALISIS DE COSTOS UNITARIOS
PRECIO UNITARIO ENSANCHE ANILLO DE CONCRETO
PQ. 790 - ENERO 2015

1. Perforación de Taladros Pre - Corte (sección (5.80 x 3.40 - 4.80 x 2.40) a 0.15m, profundidad=1.0m; contorno
2. Perforación / voladura de Taladros sección (5.80 x 3.40 - 4.80 x 2.40) a 0.40m, profundidad=1.0m; ancho 0.50m

Rendimiento =	120.00	Tal./Gdia
Rendimiento =	60.00	Tal./Gdia

PARAMETROS

- | | |
|---------------------------------|------|
| 1. Altura del anillo | 1.0 |
| 2. Total de Guardias | 1.9 |
| 3. Número de Trabajadores/Gdia. | 5.0 |
| 4. Número de Tareas/Gdia. | 1.25 |

1.- MANO DE OBRA

DESCRIPCION	UNID.	CANT.	PRECIO	GDIAS	Sub Total S/.	Total S/.
1.1. PERFORACIÓN TALADROS CON PRE - CORTE						
Maestro Perforista	Tarea	2.0	50.00	1.1	133.33	
Ayudantes Perforista	Tarea	2.0	40.00	1.1	106.67	
		4.00			240.00	
Leyes Sociales 104.08%					249.79	
Alimentación					53.33	543.13
1.2. PERFORACION / VOLADURA DE TALADROS						

Maestro Perforista	Tarea	2.0	50.00	0.8	104.17	
Ayudante Perforista	Tarea	4.0	40.00	0.8	166.67	
		6.00			270.83	
Leyes Sociales 104.08%					281.88	
Alimentación					62.50	615.22
1.3. SUPERVISION						
Ingeniero Residente	%	1.00	250.00	0.95	237.50	
Ingeniero Seguridad	%	1.00	200.00	0.95	190.00	
Jefe de Guardia	%	1.00	166.67	1.90	316.67	
Capataz	%	1.00	83.33	1.90	158.33	
		4.00			902.50	
Leyes Sociales 65.33%					589.60	
Alimentación					104.50	1,596.60
Cantidad de Personal		14.0				
TOTAL MANO DE OBRA						2,754.95

2.- IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD

DESCRIPCION	UNID.	CANT.	P.U.	GDIAS	P.U.	S/.x Mes
Ropa de Jebe	tarea	14.97	0.53		7.93	
Guantes de Cuero	tarea	14.97	0.33		4.94	
Botas de Jebe	tarea	14.97	0.29		4.34	
Mameluco	tarea	14.97	0.41		6.14	
Casco de Seguridad	tarea	14.97	0.11		1.65	
Correa de Seguridad	tarea	14.97	0.08		1.20	
Arnés	tarea	14.97	1.25		18.71	
Respirador Contra Polvo	tarea	14.97	0.28		4.19	
Tapones de Oído	tarea	14.97	0.02		0.30	
Lámpara a Batería	tarea	14.97	0.56		8.38	
TOTAL IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD						57.77

3.- EQUIPOS

DESCRIPCION	UNID.	CANT.	P.U.	GDIAS	P.U.	S/.x Mes
Pies Perforados (Máquina Perforadora)	Pies Perf.	712.00	0.324	1.0	230.69	
Pies Perforados (Barrenos de 4')	Pies Perf.	712.00	0.060	1.0	42.72	
Pies Perforados (Broca de 41 mm)	Pies Perf.	712.00	0.060	1.0	42.72	
TOTAL IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD						316.13

4.- MATERIALES

DESCRIPCION	UNID.	CANT.	P.U.	GDIAS	S/.	S/.x Mes
Emulnex 65 % 1" x 8"	Cart.	250.00	0.750	1.0	187.50	
Cármex de 2.70 Mts.	Pzas.	50.00	3.400	1.0	170.00	
Mecha Rápida	Mts.	50.00	1.240	1.0	62.00	
TOTAL MATERIALES						419.50

5.- HERRAMIENTAS

DESCRIPCION	UNID.	CANT.	P.U.	GDIAS	S/.	S/.x Mes
Costo Herramientas 5 % M.O.	%	2,754.95	0.050	1.90	137.75	
TOTAL MATERIALES						137.75
6.- TOTAL COSTO DIRECTO						3,686.09

7.- COSTOS INDIRECTOS

Utilidad	15.00%					552.91
Imprevistos	2.50%					92.15
SUBTOTAL COSTOS INDIRECTOS						645.07

COSTO TOTAL x METRO						4,331.16
----------------------------	--	--	--	--	--	-----------------

ANALISIS DE COSTOS UNITARIOS

PRECIO ESPECIAL LIMPIEZA CON PALA+ ACARREO + IZAJE + VOLTEO DE MATERIAL DERRAMADO DEL CHUTEO CAMARA CARGUIO PQ. 790 - ENERO 2015

TRABAJOS REALIZADOS:

1. Carguío con pala neumática
2. Acarreo ida y vuelta desde la cámara pique 790 hasta el acceso inclinado 790 Nv- 11
3. Izaje carro U35 con carga/ sin carga del Nv-11 hasta Nv -10
4. Acarreo del carro U35 con carga/ sin carga desde la cámara winche inclinado 790 hasta el echadero Nv-10

Rendimiento =	12.0	Carros/Gdia.
---------------	------	--------------

PARÁMETROS:

1. Total de Guardías 1.0
2. Número de Trabajadores/Gdia. 6.0
3. Número de Tareas/Gdia. 1.25
4. Volumen total 9.51 m³
5. Eficiencia del carro U35 80 %
6. Volumen carga derramada por día 03 carros U35= 08 días = 23.79 m³
7. Desquinche p/colocado ranfla y tapón de vigas H (3.0 X 0.8 X 4.50+ 3.0X 0.8X2.0 + 3.0X0.8X2.0 =20.40M3) = 20.40 m³
8. Volumen total a limpiar ((3.5+0.5)/2)*10.0m * 2.40m+ 23.79m³+20.40m³ = 92.19 m³

1.- MANO DE OBRA

DESCRIPCION	UNID.	CANT.	PRECIO	GDIAS	Sub Total S/.	Total S/.
1.1. LIMPIEZA CARGA						
Maestro	Tarea	3.0	50.00	1.0	187.50	
Ayudante	Tarea	3.0	40.00	1.0	150.00	
		6.00			337.50	
Leyes Sociales 104.08%					351.27	
Alimentación					75.00	763.77
1.2. SUPERVISION						
Ingeniero Residente	%	1.00	250.00	0.5	125.00	
Ingeniero Seguridad	%	1.00	200.00	0.5	100.00	
Jefe de Guardia	%	1.00	166.67	0.5	83.33	
Capataz	%	1.00	83.33	1.0	83.33	
		4.00			391.67	
Leyes Sociales 65.33%					255.88	
Alimentación					55.00	702.54
Cantidad de Personal		10.0				
TOTAL MANO DE OBRA						1,466.31

2.- IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD

DESCRIPCION	UNID.	CANT.	P.U.	GDIAS	P.U.	S/.x Mes
Ropa de Jebe	tarea	8.50	0.53		4.51	
Guantes de Cuero	tarea	8.50	0.33		2.81	
Botas de Jebe	tarea	8.50	0.29		2.47	
Mameluco	tarea	8.50	0.41		3.49	
Casco de Seguridad	tarea	8.50	0.11		0.94	
Correa de Seguridad	tarea	8.50	0.08		0.68	
Arnés	tarea	8.50	1.25		10.63	

Respirador Contra Polvo	tarea	8.50	0.28		2.38	
Tapones de Oído	tarea	8.50	0.02		0.17	
Lámpara a Batería	tarea	8.50	0.56		4.76	
TOTAL IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD						32.81

3.- HERRAMIENTAS

DESCRIPCION	UNID.	CANT.	P.U.	GDIAS	S/.	S/.x Mes
Costo Herramientas 5 % M.O.	%	1,466.31	0.050	1.0	73.32	
TOTAL MATERIALES						73.32
4.- TOTAL COSTO DIRECTO						1,572.44

5.- COSTOS INDIRECTOS

Utilidad	15.00%					235.87
Imprevistos	2.50%					39.31
SUBTOTAL COSTOS INDIRECTOS						275.18
COSTO TOTAL						1,847.61
COSTO TOTAL X M3						194.19
COSTO TOTAL DE LA CARGA A LIMPIAR						17,901.65

ANALISIS DE COSTOS UNITARIOS

PRECIO ESPECIAL CHUTEO DE CARGA DERRAMADA POR LA TOLVA CONTROL + ACARREO + IZAJE + VOLTEO DE MATERIAL DERRAMADO DEL CHUTEO CAMARA CARGUIO

PQ- 790 NV - 11 - ENERO 2015

TRABAJOS REALIZADOS:

1. Chuteo de carga de la tolva
2. Acarreo ida y vuelta desde la cámara pique 790 hasta el acceso inclinado 790 Nv- 11
3. Izaje carro U35 con carga/ sin carga del Nv-11 hasta Nv -10
4. Acarreo del carro U35 con carga/ sin carga desde la cámara winche inclinado 790 hasta el echadero Nv-10

Rendimiento =	15.0	Carros/Gdia.
---------------	------	--------------

PARÁMETROS:

1. Total de Guardias	1.0
2. Número de Trabajadores/Gdia.	6.0
3. Número de Tareas/Gdia	1.25
4. Volumen total	11.89 m ³
5. Eficiencia del carro U35	80 %
6. Volumen carga derramada por día 03 carros U35	2.97 m ³ /día

1.- MANO DE OBRA

DESCRIPCION	UNID.	CANT.	PRECIO	GDIAS	SUB TOTAL S/.	TOTAL S/.
1.1. LIMPIEZA CARGA						
Maestro	Tarea	3.0	50.00	1.0	187.50	
Ayudante	Tarea	3.0	40.00	1.0	150.00	
		6.00			337.50	
Leyes Sociales 104.08%					351.27	
Alimentación					75.00	763.77
1.2. SUPERVISION						
Ingeniero Residente	%	1.00	250.00	0.5	125.00	
Ingeniero Seguridad	%	1.00	200.00	0.5	100.00	
Jefe de Guardia	%	1.00	166.67	0.5	83.33	
Capataz	%	1.00	83.33	1.0	83.33	
		4.00			391.67	
Leyes Sociales 65.33%					255.88	
Alimentación					55.00	702.54
Cantidad de Personal		10.0				
TOTAL MANO DE OBRA						1,466.31

2.- IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD

DESCRIPCION	UNID.	CANT.	P.U.	GDIAS	P.U.	S/.x Mes
Ropa de Jebe	tarea	8.50	0.53		4.51	
Guantes de Cuero	tarea	8.50	0.33		2.81	
Botas de Jebe	tarea	8.50	0.29		2.47	
Mameluco	tarea	8.50	0.41		3.49	
Casco de Seguridad	tarea	8.50	0.11		0.94	
Correa de Seguridad	tarea	8.50	0.08		0.68	
Arnés	tarea	8.50	1.25		10.63	

Respirador Contra Polvo	tarea	8.50	0.28		2.38	
Tapones de Oído	tarea	8.50	0.02		0.17	
Lámpara a Batería	tarea	8.50	0.56		4.76	
TOTAL IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD						32.81

3.- HERRAMIENTAS

DESCRIPCION	UNID.	CANT.	P.U.	GDIAS	S/.	S/.x Mes
Costo Herramientas 5 % M.O.	%	1,466.31	0.050	1.0	73.32	
TOTAL MATERIALES						73.32

4.- TOTAL COSTO DIRECTO

1,572.44

5.- COSTOS INDIRECTOS

Utilidad	15.00%					235.87
Imprevistos	2.50%					39.31
SUBTOTAL COSTOS INDIRECTOS						275.18

COSTO TOTAL X M3

155.35

COSTO TOTAL

1,847.61

ANALISIS DE COSTOS UNITARIOS

PRE VALORIZACION ABRIL 2015						
NV. 11	INCLINADO - 790	VACEADO DE LOSA P/ BASE DE DISAL (1.5*1.5*0.30)	1.20	M3	522.12	626.54
	ZONA INTERMEDIA	PRECIO ESPECIAL CHUTEO DE CARGA DE LA TOLVA+ IZAJE Y CARRONEO HACIA EL ECHADERO DE DESMONTE 2.97 M3/DIA (30 DÍAS MES ABRIL)	89.10	M3	130.05	11,587.46
		INSTALACION DE SOLERA (8" X8" X14') EN ACCESONV - 11A ZONA INTERMEDIA P/ IZAJE DEL CHUTEO DE CARGA	15.00	UND.	414.60	6,219.00
		DESINSTALACION DE SOLERA (8" X8" X14') EN ACCESONV - 11A ZONA INTERMEDIA P/ IZAJE DEL CHUTEO DE CARGA	15.00	UND.	207.30	3,109.50
		INSTALACIÓN DE PLATAFORMA P/ COLOCADO DE LA SOLERA EN EL INCLINADO (3.0 X 1.0) P/ IZAJE DEL CHUTEO DE CARGA	15.00	UND.	236.53	3,547.95
		DESINSTALACIÓN DE PLATAFORMA P/ COLOCADO DE LA SOLERA EN EL INCLINADO (3.0 X 1.0) P/ IZAJE DEL CHUTEO DE CARGA	15.00	UND.	118.27	1,773.98
		INSTALACION DE LINEA DE CAUVILLE INTERSECCION INCLINADO Y ZONA INTERMEDIA DE 5.0 M (02 UND) P/ (15 VECES) IZAJE DE DESMONTE CHUTEO DE CARGA	150.00	M	6.51	976.50
		DESINSTALACION DE LINEA DE CAUVILLE INTERSECCION INCLINADO Y ZONA INTERMEDIA DE 5.0 M (02 UND) P/ (15 VECES) IZAJE DE DESMONTE CHUTEO DE CARGA	150.00	M	3.26	488.25
		INSTALACION DE SOLERA (8" X8" X14') EN ACCESONV - 11A ZONA INTERMEDIA P/ BAJAR MATERIALES ,AGREGADO AL NV -11 (VACEADO DE LOSA BASE COMPRESORA Y PULMON)	2.00	UND.	414.60	829.20
		DESINSTALACION DE SOLERA (8" X8" X14') EN ACCESONV - 11A ZONA INTERMEDIA P/ BAJAR MATERIALES ,AGREGADO AL NV -11 (VACEADO DE LOSA BASE COMPRESORA Y PULMON)	2.00	UND.	207.30	414.60
		INSTALACIÓN DE PLATAFORMA P/ COLOCADO DE LA SOLERA EN EL INCLINADO (3.0 X 1.0) (VACEADO DE LOSA BASE COMPRESORA Y PULMON)	2.00	UND.	236.53	473.06

		DESINSTALACIÓN DE PLATAFORMA P/ COLOCADO DE LA SOLERA EN EL INCLINADO (3.0 X 1.0) (VACEADO DE LOSA BASE COMPRESORA Y PULMON)	2.00	UND.	118.27	236.53
		INSTALACIÓN DE PLATAFORMA P/ CONECTAR ACCESO HACIA EL PIQUE 790 (3.0 X 3.0) NV - 11A ZONA INTERMEDIA P/ (VACEADO DE LOSA BASE COMPRESORA Y PULMON)	2.00	UND.	709.60	1,419.20
		DESINSTALACIÓN DE PLATAFORMA P/ CONECTAR ACCESO HACIA EL PIQUE 790 (3.0 X 3.0) NV - 11A ZONA INTERMEDIA P/ (VACEADO DE LOSA BASE COMPRESORA Y PULMON)	2.00	UND.	354.80	709.60
		INSTALACION DE LINEA DE CAUVILLE INTERSECCION INCLINADO Y ZONA INTERMEDIA DE 5.0 M (02 UND) P/ (02 VECES)(VACEADO DE LOSA BASE COMPRESORA Y PULMON)	20.00	M	6.51	130.20
		DESINSTALACION DE LINEA DE CAUVILLE INTERSECCION INCLINADO Y ZONA INTERMEDIA DE 5.0 M (02 UND) P/ (02 VECES)(VACEADO DE LOSA BASE COMPRESORA Y PULMON)	20.00	M	3.26	65.10
					TOTAL	32,606.66
NV.	ACCESO PIQUE					
11	790	VACEADO DE LOSA P/ BASE DE LA COMPRESORA (3*3*0.3)	2.70	M3	522.12	1,409.72
	ZONA INTERMEDIA	VACEADO DE LOSA P/ BASE DEL PULMON (3*1.50*0.30)	1.35	M3	522.12	704.86
		DESINSTALACIÓN DE PLATAFORMA SIMPLE ANTERIOR COMO TECHO EN LA CAMARA P/ PROTECCION DE LA COMPRESORA 3.0* 3.0	1.00	UND.	114.98	114.98
		INSTALACIÓN DE PLATAFORMA EN LA CAMARA P/ PROTECCION DE LA COMPRESORA 3.0* 3.0	1.00	UND.	709.60	709.60
		INSTALACIÓN DE PLATAFORMA SIMPLE P/ COLOCAR MANGAS Y ENTABLADO P/PROTECCION DE LA COMPRESORA 2.0 X 2.0	1.00	UND.	102.20	102.20
		DESINSTALACIÓN DE PLATAFORMA SIMPLE P/ COLOCAR MANGAS Y ENTABLADO P/PROTECCION DE LA COMPRESORA 2.0 X 2.0	1.00	UND.	51.10	51.10
		INSTALACION DE PLATAFORMA COMO TAPON EN CRUCERO DE ACOPIO DE MADERA EN DESUSO = 2.4 *2.4	1.00	UND.	454.14	454.14
		INSTALACIÓN DE PLATAFORMA SIMPLE P/ ENTABLADO DEL TAPON (2.40 X 1.0)	1.00	UND.	61.32	61.32
		DESINSTALACIÓN DE PLATAFORMA SIMPLE P/ ENTABLADO DEL TAPON (2.40 X 1.0)	1.00	UND.	30.66	30.66
					TOTAL	3,638.58

NV. 11	PIQUE 790	INSTALACIÓN DE PLATAFORMA COMO TAPON DE SEGURIDAD EN ESTACION 2.40 X 1.50	1.00	UND.	283.84	283.84
	ESTACION	DESINSTALACIÓN DE PLATAFORMA ANTIGUA COMO TAPON DE SEGURIDAD EN ESTACION 2.40 X 1.50	1.00	UND.	141.92	141.92
					TOTAL	425.76
NV. 11	PIQUE 790	ENSANCHE PIQUE	8.15	MTS.	2,522.77	20,560.58
		INSTALACIÓN DE PLATAFORMAS COLGANTES 2.40 X 4.80 P /PERFORACION Y VOLADURA	6.00	UND.	908.29	5,449.74
		DESINSTALACIÓN DE PLATAFORMAS COLGANTES 2.40 X 4.80 P /PERFORACION Y VOLADURA	6.00	UND.	454.15	2,724.87
		INSTALACIÓN DE PLATAFORMAS COLGANTES 2.40 X 4.80 P /COLOCADO DE SOSTENIMIENTO	6.00	UND.	908.29	5,449.74
		DESINSTALACIÓN DE PLATAFORMAS COLGANTES 2.40 X 4.80 P COLOCADO DE SOSTENIMIENTO	6.00	UND.	454.15	2,724.87
		INSTALACIÓN DE PLATAFORMAS 2.0 X 2.0 (TAPON DE SEGURIDAD EN RB)	12.00	UND.	102.20	1,226.40
		DESINSTALACIÓN DE PLATAFORMAS 2.0 X 2.0 (TAPON DE SEGURIDAD EN RB)	12.00	UND.	51.10	613.20
		LIMPIEZA DE DESMONTE APULSO CON DOBLE MOVIMIENTO EN PIQUE POR DESVIACION DEL RB (70%)	92.01	M3.	78.76	7,246.73
		INSTALACIÓN DE CUADROS EN PIQUE	14.60	MTS.	1,979.90	28,906.54
		INSTALACIÓN DE PLATAFORMAS COLGANTES 2.40 X 4.80 P /COLGADO DE CUADRO	7.00	UND.	908.29	6,358.03
		DESINSTALACIÓN DE PLATAFORMAS COLGANTES 2.40 X 4.80 P /COLGADO DE CUADRO	7.00	UND.	454.15	3,179.02
		ENTABLADO DEL CONTORNO DEL PIQUE DE LOS CUADROS P/ELIMINAR ESPACIOS ABIERTOS (4.8*0.4*2+2.4*0.4*2)*7=51.84M2	42.05	M2.	32.00	1,345.54
		CARA ENTABLADA (CORTINAS) = 08 CARAS = 1.5 X 2.0 X 7= 21.0 M2.	21.00	M2.	32.00	672.00
		DESCANSO	3.00	UND.	34.15	102.45
		ESCALERA	3.00	UND.	13.38	40.14
		INSTALACION DE SOLERA BASE DE 10" X 12" X 14'	4.00	UND.	647.82	2,591.28
		PRECIO ESPECIAL PICADO DE PATILLA P /SOLERA BASE EN NV 12	8.00	UND.	0.00	

		PRECIO ESPECIAL PICADO DE PATILLA P /SOLERA BASE MES MARZO NV 11	8.00	UND.	0.00	
		INSTALACIÓN DE PLATAFORMAS COLGANTES 2.40 X 4.80 P /PICADO DE PATILLA SOLERA BASE	1.00	UND.	908.29	908.29
		DESINSTALACIÓN DE PLATAFORMAS COLGANTES 2.40 X 4.80 P /PICADO DE PATILLA SOLRA BASE	1.00	UND.	454.15	454.15
		SPLIT SET DE 8'	30	UND.	23.93	718.62
		PERNOS HELICOIDALES DE 8'	86	UND.	29.60	2,539.68
		PRECIO ESPECIAL TABIQUEO DEL PIQUE	10.00	UND.		
		PRECIO ESPECIAL FORRADO DE CUADROS CON MANGA CAPTACION AGUA				
					TOTAL	93,811.85
NV. 12	PIQUE 790	INSTALACIÓN DE PLATAFORMA P/ ACUMULACION DE MATERIALES	1.00	UND.	283.84	283.84
	ESTOCADA X 1.20 X 1.80	PRECIO ESPECIAL PERFORACION /VOLADURA ESTOCADA 1.20X 1.80 CON LIMPIEZA A PULSO	12.50	UND.	0.00	0.00
		LIMPIEZA DE DESMONTE A PULSO CON DOBLE MOVIMIENTO EN FONDO PIQUE CARGA DE LA ESTOCADA PASO HACIA EL RB	37.80	M3.	78.76	2,977.13
					TOTAL	3,260.97
					SUB TOTAL	133,743.81
					TOTAL	157,817.70

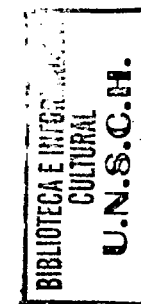
COSTO DE PROFUNDIZACION DE PIQUE (LABORES)

DEL NIVEL 11 AL NIVEL 18

Nº	DESCRIPCION DE LA ACTIVIDAD O TAREA	UNIDAD	METRADO	C. UNITARIO (US\$)	C. PARCIAL (US\$)	TOTAL (US\$)
	NV - 11					311,880.93
1	Crucero de Acceso a Estación Pique Nv - 11	m	150.00	308.36	46,254.00	
2	Inclinado 790 Nv - 11	m	100.00	279.00	27,900.00	
3	Extracción de Desmonte a Superficie	m ³	729.00	3.52	2,566.08	
4	Chimenea Piloto Pique Nv-11 a Nv-10	m	17.00	298.85	5,080.45	
5	Desquinche Pique Nv-11 a Nv-10	m ³	172.44	65.56	11,305.47	
6	Enmaderado Nv-11 a Nv-10	Piso	23.00	1,108.58	25,497.34	
7	Instalación de escaleras	Unid	12.00	26.32	315.84	
8	Instalación de Solera Base	Piso	12.00	393.49	4,721.88	
9	Instalación de Encortinado	m ²	66.50	38.99	2,592.84	
10	Instalación de Descansos	Unid	12.00	45.00	540.00	
11	Instalación de Perno Corrugado	Unid	136.00	12.00	1,632.00	

12	Instalación de Split Set	Unid	68.00	9.50	646.00
13	Instalación de Teléfono en estocada	hh	12.00	3.25	39.00
14	Canal de Captación de Agua Hacia la Estocada	m	12.00	442.79	5,313.47
15	Limpieza a Pulso de estocada de 1.2 m * 1.8 m	m	12.00	878.84	10,546.10
16	Estación pique Nv - 11				
	Desquinche	m ³	180.00	308.36	55,504.80
	Enmaderado	Cuadros	2.00	725.48	1,450.96
	Encofrado de Collar Pique	m ³	7.92	100.00	792.00
	Extracción de Desmante a Superficie	m ³	180.00	3.52	633.60
17	Crucero de Acceso a Tolva de Chuteo Nv- 11	m	50.00	308.36	15,418.00
18	Chimenea Piloto RB Drenaje Nv-11 a Nv-10	m	50.00	400.00	20,000.00
19	Instalación de Servicios (agua aire) 11 a Nv-10	hh	120.00	2.40	288.00
20	Enmaderado Nv-11 Cámara de Poleas				
	Cuadros Completos	Cuadros	4.00	975.85	3,903.40
	Puntales en línea Tiranteados	Piso	8.00	645.21	5,161.68
21	Sostenimiento Cámara Winche				
	Shotcrete	m ³	6.00	325.20	1,951.20
	Perno Corrugados	Unid	50.00	9.50	475.00
	Malla Metálica de Acero	m ²	40.00	4.50	180.00
22	Ampliación Casa Winche	m ³	252.00	123.25	31,059.00

23	Chimenea Inclínada piloto para cable	m	25.00	298.85	7,471.25
24	Extracción de Desmonte a Superficie	m ³	252.00	3.52	887.04
25	Instalación de Winche auxiliar	Unid	1.00	15,000.00	15,000.00
26	Adquisición Winches (+Cable, Skip, Placa Volteo)				
	Desinstalación	hh	80.00	1.85	148.00
	Traslado a Labor	hh	250.00	2.25	562.50
27	Cimentación Winche Nv - 11				
	Concreto	m ³	13.13	80.65	1,058.53
28	Montaje Instalación de Winche	hh	986.00	3.25	3,204.50
29	Instalaciones Eléctricas Nv - 11				
	Instalación de Cableado Eléctrico	hh	50.00	3.25	162.50
30	Instalación de cable de Winche	hh	50.00	3.25	162.50
31	Instalación de Polea y Skip				
	Instalación de vigas H y Polea	hh	256.00	3.25	832.00
	Instalación de Skip	hh	180.00	3.25	585.00
32	Instalación de teléfono a Casa Winche, Estación. Pique	hh	12.00	3.25	39.00
NV - 12 a NV - 17					3,869,360.52
33	Crucero de Acceso a Estación Pique en Todo NV	m	800.00	308.36	246,688.00



34	Chimenea Piloto RB Pique Nv-17 a Nv-11	m	300.00	400.00	120,000.00
35	Desquinche Pique Nv-17 a Nv-11	m ³	3,043.14	909.24	2,766,944.61
36	Enmaderado Nv-17 a Nv-11	Piso	138.00	1,108.58	152,984.04
37	Instalación de escaleras	Unid	72.00	26.32	1,895.04
38	Instalación de Encortinado	m ²	399.00	38.99	15,557.01
39	Instalación de Descansos	Unid	72.00	45.00	3,240.00
40	Instalación de Solera Base	Piso	72.00	393.49	28,331.28
41	Instalación de Perno Corrugado	Unid	2,400.00	12.00	28,800.00
42	Instalación de Split Set	Unid	1,200.00	9.50	11,400.00
43	Instalación de Teléfono en estocada	hh	72.00	3.25	234.00
44	Canal de Captación de Agua Hacia la Estocada	m	72.00	73.80	5,313.47
45	Limpieza a Pulso de estocada de 1.2 m * 1.8 m	m	72.00	146.47	10,546.10
46	Estación pique Nv - 12, 13, 14, 15, 16, 17				
	Desquinche	m ³	1,080.00	308.36	333,028.80
	Enmaderado	Cuadros	12.00	725.48	8,705.76
	Encofrado de Collar Pique	m ³	47.52	100.00	4,752.00
	Extracción de Desmonte a Superficie	m ³	1,080.00	8.53	9,212.40
47	Chimenea Piloto RB Drenaje Nv-17 a Nv-11	m	300.00	400.00	120,000.00
48	Instalación de Servicios (agua aire) 11 a Nv-17	hh	720.00	2.40	1,728.00

NV - 18						639,160.16
49	Crucero de Acceso a Estación Pique en Todo NV	m	150.00	308.36	46,254.00	
50	Chimenea Piloto RB Pique Nv-18 a Nv-17	m	50.00	298.85	14,942.50	
51	Desquinche Pique Nv-17 a Nv-18	m ³	507.19	909.24	461,157.44	
52	Enmaderado Nv-17 a Nv-18	Piso	23.00	1,108.58	25,497.34	
53	Instalación de escaleras	Unid	12.00	26.32	315.84	
54	Instalación de Solera Base	Piso	12.00	393.49	4,721.88	
55	Instalación de Perno Corrugado	Unid	400.00	12.00	4,800.00	
56	Instalación de Split Set	Unid	200.00	9.50	1,900.00	
57	Estación pique Nv - 18					
	Desquinche	m ³	180.00	308.36	55,504.80	
	Enmaderado	Cuadros	2.00	725.48	1,450.96	
	Encofrado de Collar Pique	m ³	7.92	100.00	792.00	
	Extracción de Desmonte a Superficie	m ³	180.00	8.53	1,535.40	
58	Chimenea Piloto RB Drenaje Nv-18 a Nv-17	m	50.00	400.00	20,000.00	
59	Instalación de Servicios (agua aire) 17 a Nv-18	hh	120.00	2.40	288.00	
COSTO PARCIAL PROFUNDIZACION PIQUE						4,820,401.60

COSTO DE MATERIALES EQUIPO Y MAQUINARIA						TOTAL (US\$)
Nº	DESCRIPCION	UNIDAD	METRADO	C. UNITARIO (US\$)	C. PARCIAL (US\$)	
1	Madera Pino	Pies ²	210,266.67	1.46	306,989.34	
2	Winche, Motor de 150 HP de una tambora de : D = 4 , L = 5 Pies	Unid.	1.00	120,000.00	120,000.00	
3	Cable de Acero de 1" de Diámetro 6*19 con alma de fibra	m	500.00	8.85	4,425.00	
4	Vigas H	m	65.00	25.00	1,625.00	
5	Polea	Unid.	1.00	650.00	650.00	
6	Skip	Unid.	1.00	3,500.00	3,500.00	
7	Winche Auxiliar , Motor de 50 HP	Unid.	1.00	8,500.00	8,500.00	
8	Tubería de Agua de 2" de Diámetro	m	450.00	4.59	2,065.50	
9	Tubería de Aire de 4" de Diámetro	m	450.00	10.23	4,603.50	
10	Línea Telefónica	m	1,000.00	0.55	550.00	
11	Centralitas terminales de Teléfono	Unid.	20.00	35.00	700.00	
12	Manga de ventilación de 30 " Para Captación de Agua a RB					
13	Drenaje	m	1,000.00	2.60	2,600.00	
14	Cable Flexible de 2/0AWG, Tipo WS para Winche Principal					

15		m	200.00	6.35	1,270.00	
16						
	Cable Flexible de 2/0AWG, Tipo WS para Winche Principal	m	400.00	6.35	2,540.00	
	COSTO PARCIAL, MAT. EQ. Y MAQUINARIA					US\$ 460,018.34
	COSTO DE PROFUNDIZACION					US\$ 4,820,401.60
	COSTO PARCIAL, MAT. EQ. Y MAQUINARIA					US\$ 460,018.34
	COSTO DIRECTO DE PROFUNDIZACION					US\$ 5,280,419.94
	IMPREVISTOS 10 %					US\$ 528,041.99
	ESCALAMIENTO 5 %					US\$ 264,021.00
	COSTO TOTAL PROFUNDIZACION PIQUE					US\$ 6,072,482.93

CAPÍTULO VI

EVALUACIÓN ECONÓMICA FINANCIERA

Con la profundización del pique principal del Nv 11 al Nv 18 se podrá cubicar reservas aproximadamente 2,252,060 los cuales se valorizaran con factores de liquidación para cada elemento componente recuperable de acuerdo al ítem 2.4.6 y el proyecto de profundización mina central, como resumen de reservas para el proyecto tenemos:

Las reservas estimadas al 31 de diciembre del 2014 es:

TMS	Ag OZ/TC	Pb %	Cu %	Zn %	VALOR US\$/TMS
2,252,060	6.22	1.73	0.35	2.32	58.6

Valor Total de Reservas = 2, 252,060 TMS*58.60 US\$ / TMS

Valor Total de Reservas = 131, 970,716 US\$

Resumen Valor de la Producción

El valor de producción actual en base al valor de 1 TMS de mineral de cabeza es como sigue:

VALOR MINERAL CABEZA	PRODUCCION		VALOR DE LA PRODUCCION	
	MENSUAL	ANUAL	MENSUAL	ANUAL
	TMS	TMS	US\$	US\$
58.60 US\$	40,000.00	480,000.00	2,344,000.00	28,128,000.00

6.1. INVERSIONES

Inversiones Fijas:

Labores Mineras, Instalaciones varias. 4, 820,401.6
US\$

Inversiones en Equipo:

Equipos y Maquinaria. 153,029.00
US\$

Sub Total Inversiones 4, 973,430.60
US\$

Imprevistos 10 % 497,343.06
US\$

Escalamiento 5 % 248671.53
US\$

Total de la Inversión 5, 719,445.19
US\$

Costo por tonelada Izada:

$$CTI = 5, 719,445.19 \text{ US\$} / 2, 252,060\text{TMS} = 2.54 \text{ US\$} / \text{TMS}$$

Se tiene como vida del proyecto 5 años.

La depreciación de activos:

El valor de los activos asciende a la suma de 460,018.00 US\$ y se estima un valor de salvamento de:

$$\text{Depreciación Anual} = (460,018.00 \text{ US\$} - 46,001.80 \text{ US\$})/5$$

$$\text{Depreciación Anual} = 27,545.22 \text{ US\$ Anual}$$

El costo de producción promedio para el año 2014 es de 40.02 US\$

Planta de Beneficio	6.28 US\$
Administración Mina	2.01 US\$
Administración Lima	<u>3.17 US\$</u>
Total costo	51.48 US\$

El costo anual de producción es: 14, 826,240.00 US\$

6.2.CRONOGRAMA DE INVERSIONES

En lo referido al cronograma de desembolsos que se prepara de acuerdo al programa de trabajo ver cuadro N° 6.2 a

6.3.FINANCIAMIENTO DE LA INVERSION.

Sera cubierto con financiamiento externo de entidades bancarias nacionales con un interés de 18 % en US\$

ESTADO DE PERDIDAS Y GANANCIAS

RUBROS	AÑOS					TOTAL
	1.00	2.00	3.00	4.00	5.00	
Valor de la Producción	82,415,040.00	82,415,040.00	82,415,040.00	82,415,040.00	82,415,040.00	412,075,200.00
Costos de Producción	20,626,560.00	20,626,560.00	20,626,560.00	20,626,560.00	20,626,560.00	103,132,800.00
Margen bruto Operación	61,788,480.00	61,788,480.00	61,788,480.00	61,788,480.00	61,788,480.00	308,942,400.00
Depreciación	-137,726.10	-137,726.10	-137,726.10	-137,726.10	-137,726.10	-688,630.50
Intereses	-1,029,500.13	-885,598.83	-715,795.28	-515,427.10	-278,992.65	-3,425,313.99
Renta Neta	60,621,253.77	60,765,155.07	60,934,958.62	61,135,326.80	61,371,761.25	304,828,455.51
Com. Minera Ingemmet 11.5 %	-6,971,444.18	-6,987,992.83	-7,007,520.24	-7,030,562.58	-7,057,752.54	-35,055,272.38
Reinversión 10 %	-6,062,125.38	-6,076,515.51	-6,093,495.86	-6,113,532.68	-6,137,176.13	-30,482,845.55
Útil. Antes de Impuestos	47,587,684.21	47,700,646.73	47,833,942.52	47,991,231.54	48,176,832.58	239,290,337.58
Impuesto a la Renta 35 %	-16,655,689.47	-16,695,226.36	-16,741,879.88	-16,796,931.04	-16,861,891.40	-83,751,618.15
Utilidad	30,931,994.74	31,005,420.37	31,092,062.64	31,194,300.50	31,314,941.18	155,538,719.42
Utilidad Neta	30,931,994.74	31,005,420.37	31,092,062.64	31,194,300.50	31,314,941.18	155,538,719.42

CUADRO DE FUENTES Y USOS

	periodo de construcción	1	2	3	4	5	TOTAL
FUENTES							
Inversión Financiada	5,719,445.19						
Utilidad Neta		30,931,994.74	31,005,420.37	31,092,062.64	31,194,300.50	31,314,941.18	155,538,719.42
Depreciación		137,726.10	137,726.10	137,726.10	137,726.10	137,726.10	688,630.50
Reinversión 10 %		6,062,125.38	6,076,515.51	6,093,495.86	6,113,532.68	6,137,176.13	30,482,845.55
TOTAL FUENTES	5,719,445.19	37,131,846.21	37,219,661.98	37,323,284.60	37,445,559.28	37,589,843.40	186,710,195.47
USOS							
Gasto de Construcción	4,973,430.60						
Intereses durante la Construcción							
Capital de Trabajo	1,790,435.02	4,000.00					4000
Recuperación de la inversión (Amortización)		799,451.71	943,353.01	1,113,156.56	1,313,524.74	1,549,959.19	5,719,445.20
TOTAL USOS	6,763,865.62	803,451.71	943,353.01	1,113,156.56	1,313,524.74	1,549,959.19	
FLUJO NETO		36,328,394.50	36,276,308.97	36,210,128.04	36,132,034.54	36,039,884.21	186,706,195.47

6.4.COSTOS DE CONSTRUCCION Y OPERACIÓN PIQUE

El costo total de construcción del pique es de US\$ 5, 719,445.19
El costo de operación pique por TMS es de = 2.54 US\$ / TMS
En 2, 252,060 el costo de operación es de = 5, 720,232.4 US\$
Costo total de construcción y operación pique = 11439677.59 US\$

6.5.FLUJO DE CAJA PROYECTADOS

El flujo de caja proyectado se tiene en los cuadros N° 6.5 a 6.5 b

6.6.EVALUACION ECONOMICA – FINANCIERA

6.6.1 RENTABILIDAD DE LA INVERSION

Los cálculos del VAN se tienen en los cuadros 6.6.1 a y 6.6.1 b y TIR. Se tienen en el cuadro N° 6.6.1 c

6.6.2 PERIODO DE LA RECUPERACION

Los cálculos se tienen en el cuadro N° 6.6.2 a

CALCULO DEL VAN

Cuadro de amortización e intereses:

Usando la fórmula de anualidades y tomando como datos:

$i = 18\%$ tasa de interés
 $n = 5$ tiempo en años
 $P = 5,719,445.19$ US\$ Inversión
 $M = ?$ Monto capitalizado
 $A = ?$ Anualidades (Interés + Amortización)

$$M = P(1 + i)^5$$

$$M = 5,719,445.19 (1.18)^5 = 13084705.098 \text{ US\$}$$

$$M = 13084705.098 \text{ US\$}$$

$$A = (M * i) / ((1 + i)^5 - 1)$$

$$A = 1,828,951.84 \text{ US\$}$$

TABLA 6.6.1 a

AÑOS	ANUALIDAD	INTERESES	AMORTIZ. CAPITAL	CAPITAL PENDIENTE	CAPITAL AMORTIZ.
1	1,828,951.84	1,029,500.13	799,451.71	4,919,993.48	799,451.71
2	1,828,951.84	885,598.83	943,353.01	3,976,640.47	1,742,804.72
3	1,828,951.84	715,795.28	1,113,156.56	2,863,483.92	2,855,961.27
4	1,828,951.84	515,427.10	1,313,524.74	1,549,959.18	4,169,486.01
5	1,828,951.84	278,992.65	1,549,959.19	0.00	5,719,445.20
TOTAL	9,144,759.20	3,425,314.00	5,719,445.20		

CALCULO DEL VAN

Método General

La tasa de actualización será igual a la tasa de Interés Bancario de 18 % más la utilidad esperada de 8 % y el de riesgo del 4 % totalizando 30 %.

TABLA 6.6.1 b

TASA 30 %	AÑO	FLUJO NETO	FACTOR DE ACTUALIZACION	FLUJO ACTUALIZADO
	-1	5,719,445.19	1.3000	-7,435,278.75
	0	0.00	0.0000	0.00
	1	6,721,967.44	0.7692	5,170,744.18
	2	6,665,881.91	0.5917	3,944,308.82
	3	6,599,700.97	0.4552	3,003,960.39
	4	6,521,607.48	0.3501	2,283,396.06
	5	6,429,457.15	0.2693	1,731,639.74
				8,698,770.44

EL VAN > 0 el proyecto es factible

VALCULO DEL TIR

TABLA 6.6.1 c

TASA 60 %	AÑO	FLUJO NETO	FACTOR DE ACTUALIZACION	FLUJO ACTUALIZADO
	-1	5,719,445.19	1.6000	-9,151,112.30
	0	0.00	0.0000	0.00
	1	6,721,967.44	0.6250	4,201,229.65
	2	6,665,881.91	0.3906	2,603,860.12
	3	6,599,700.97	0.2441	1,611,255.12
	4	6,521,607.48	0.1526	995,118.33
	5	6,429,457.15	0.0954	613,160.82
				873,511.73

TABLA 6.6.1 d

TASA 65 %	AÑO	FLUJO NETO	FACTOR DE ACTUALIZACION	FLUJO ACTUALIZADO
	-1	5,719,445.19	1.6500	-9,437,084.56
	0	0.00	0.0000	0.00
	1	6,721,967.44	0.6061	4,073,919.66
	2	6,665,881.91	0.3673	2,448,441.47
	3	6,599,700.97	0.2226	1,469,171.27
	4	6,521,607.48	0.1349	879,870.75
	5	6,429,457.15	0.0818	525,720.10
				-39,961.32

m = 873,511.73 60% s
 n = 0.00 i d
 s = -39,961.32 65.00%

a = (m-n) 873,511.73

b = (m-s) 913,473.05

d = 5

c=(a/b)*d 4.78

TIR 64.78 %

.7 ANALISIS DE SENSIBILIDAD

TABLA 6.6.2 a

AÑOS	1	2	3	4	5
FLUJO NETO	6,721,967.44	6,665,881.91	6,599,700.97	6,521,607.48	6,429,457.15
FLUJO ACUM.	6,721,967.44	13,387,849.35	19,987,550.32	26,509,157.79	32,938,614.94
FACTOR ACTUAL	0.77	0.59	0.46	0.35	0.27
FLUJO ACTUAL	5,170,744.18	7,921,804.35	9,097,656.04	9,281,593.01	8,871,326.67

Inversión = US\$ 5, 719,445.19

Cantidad que falta cubrir = (5719445.19 - 5, 170,744.18) US\$

Cantidad que falta cubrir = 548701.01 US\$

Flujo mensual Año 2 = 7, 921,804.35 US\$ / 12 = 660150.36 US\$

Meses Necesarios = 548701.01 US\$ / 660150.36 US\$

Meses Necesarios = 0.83 meses

PERIODO DE RECUPERACION = 1 año 0.8 meses

CAPÍTULO VII

GESTIÓN AMBIENTAL

SISTEMA DE GESTION DE SEGURIDAD Y MEDIO AMBIENTE

7.1. Descripción

Compañía Minera Casapalca, como muchas empresas del sector minero, ha visto la necesidad de ir cambiando progresivamente el manejo tradicional del Programa de Seguridad y Salud Ocupacional, a una verdadera y eficaz gestión de riesgos. Actualmente ya se tiene implementando el Sistema de Gestión Integrado (SGI), en Medio Ambiente Seguridad y Salud en el Trabajo (MASST) para obtener mejoras en el desempeño Ambiental, Seguridad y Salud en el Trabajo, de acuerdo con la política MASST.

El Sistema de Gestión de Seguridad es guiar, educar, entrenar y motivar a todos los trabajadores y gerentes de la Compañía Minera Casapalca, en las técnicas del manejo y control de riesgos, de esta manera prevenir todas las formas de pérdidas humanas, procesos, propiedad y medio ambiente.

Podemos mencionar algunos objetivos:

- Prevenir accidentes y lesiones por manipuleo de materiales.
- Prevenir accidentes y lesiones por caída de personas.
- Prevenir accidentes y lesiones por desprendimiento de rocas sueltas.

Prevenir el deterioro de la salud de los trabajadores causado por los agentes físico-químicos presentes en nuestras actividades.

7.2. Conceptos Básicos.

La Gestión en Medio Ambiente Seguridad y Salud en el Trabajo (MASST) es el proceso orientado a administrar eficientemente los recursos ambientales y la seguridad y salud del trabajador existente. Sus principales componentes son el establecimiento de políticas, la aplicación de los ordenamientos jurídicos vigentes, la evaluación y seguimiento de los programas en la materia.

Es así que CIA Casapalca implementa y certifica en ISO 14001 en el año 2013 y el 2014 certifica en OHSAS 18001.

Para ello todo el personal tiene que estar familiarizado e involucrado con los siguientes términos:

Hojas MSDS: Una MSDS es un documento que contiene información sobre los compuestos químicos, el uso, el almacenaje, el manejo, los procedimientos de emergencia y los efectos potenciales a la salud relacionados con un material peligroso.

Primeros Auxilios: Es la atención inmediata, eficaz que se le proporciona al accidentado, mientras se consigue ayuda médica o se traslada al centro asistencial.

Ambiente: Conjunto de elementos naturales y sociales que se relacionan unos a otros, en los cuales se desarrolla la vida de los organismos y está constituido por los seres biológicos y físicos. La flora, la fauna y los seres humanos.

Impacto Ambiental: Cambio en el ambiente que resulte de nuestras actividades puede ser positivo o negativo.

Aspecto Ambiental: Elemento o producto de las actividades de nuestra organización que puedan interactuar con el medio ambiente.

Política: Es la declaración de principios, valores, compromisos con respecto al medio ambiente, seguridad y salud en el trabajo de nuestra empresa.

MEJORA Continua: Es el mejoramiento continuo en el área de interés de que se trate, mediante indicadores que indiquen una situación actual y la elaboración de metas u objetivos como productividad, calidad y cero contaminación.

Seguridad: Es la ausencia de riesgos.

Peligro: Es todo aquello que puede causar un daño (a la persona, instalación, equipo y Medio Ambiente).

Riesgo: Es el análisis sobre la probabilidad de entrar en contacto con el peligro y la consecuencia que puede causar pérdidas o daños.

Riesgo Aceptable: Riesgo que se ha reducido a un nivel que puede ser tolerado por la organización teniendo en consideración su propia política de SST.

Evaluación De Riesgos: Es un proceso posterior a la identificación de los peligros.

Condición Sub Estándar: Es cualquier situación o características física o ambiental previsible que se desvía de aquella que es aceptable, normal o correcta, capaz de producir un accidente de trabajo

Acto Sub Estándar: Es toda actividad voluntaria que conlleva la violación de un procedimiento o norma, reglamento establecida por el estado como por la empresa

Incidente: Evento que tiene potencial en producir alguna lesión, daño o pérdida.

Accidente: Evento indeseado que da lugar a la muerte, enfermedad, lesión, daño u otra pérdida.

Iperc: Identificación de peligros y evaluación de riesgos, a través de las probabilidades, consecuencias y el control a través de eliminación, sustitución, ingeniería, administrativo y (EPP).

Herramientas De Gestión: Registros asociados al SGI (Check List, órdenes de trabajo, PETAR, PETS, OPT, IPERC, Inspecciones, Incidentes, Otros).

Procedimiento: Forma especificada para llevar a cabo una actividad o proceso.

Salud Ocupacional: Se define como la disciplina que busca el bienestar físico, mental y social de los empleados en sus sitios de trabajo.

Enfermedad Ocupacional: Es el daño orgánico o funcional ocasionado al trabajador como resultado de la exposición a factores de riesgos físicos, biológicos y/o ergonómicos, inherentes a la actividad laboral.

Estándar De Trabajo: Es definido como los modelos, pautas y patrones que contienen los parámetros y los requisitos mínimos aceptables de medida, cantidad, calidad, valor, peso y extensión establecidos por estudios experimentales, investigación, legislación vigente y/o resultado del avance tecnológico.

Ergonomía: Es la ciencia, llamada también ingeniería humana, que busca optimizar la interacción entre el trabajador, máquina y ambiente de trabajo, Con ello mejorar el rendimiento y la seguridad del trabajador.


Gases: Fluido sin forma, emitidos por los equipos diésel, explosivos y fuentes naturales, que ocupan cualquier espacio que esté disponible para ellos.

Espacio Confinado: Es aquel lugar área reducida o espacio con cobertura limitada de entrada y salida constituido por maquinaria, tanque, tolvas o labores subterráneas; en el cual existe condiciones de alto riesgo, como falta de oxígeno, presencia de gases tóxicos u otros similares que requieran Permiso Escrito de trabajo de Alto Riesgo (PETAR).

7.3. Política Masst.

Casapalca en el proceso de certificación implemento además de la política MASST las cartillas de código de colores, aspectos y riesgos significativos y la matriz de IPERC guía para el llenado de las herramientas de gestión.

Imagen N° 8.1 Política MASST



POLITICA MASST

POLITICA DE MEDIO AMBIENTE SEGURIDAD Y SALUD EN EL TRABAJO

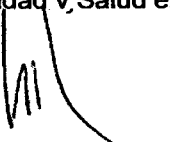
Compañía Minera Casapalca S. A. es una organización dedicada a la exploración, explotación y beneficio de minerales polimetálicos de Cu, Zn, Pb y Ag; que considera a las personas y al medio ambiente como los valores más importantes de nuestra organización y siendo conscientes de las características propias que representa la actividad minera, empleará todos los recursos necesarios en sus procesos, para prevenir lesiones y deterioro de la salud de nuestros colaboradores, daños a las instalaciones, equipos y al medio ambiente, promoviendo el desarrollo sostenible de las comunidades del área de influencia de nuestras operaciones. En ese sentido nos comprometemos a.

Cumplir los requisitos legales y otros asumidos por la organización, aplicables a nuestras actividades, con relación al cuidado del Medio Ambiente, Seguridad, Salud en el Trabajo y Responsabilidad Social.

Ejecutar programas y acciones de prevención, que garanticen la protección del Medio Ambiente, la Seguridad y Salud en el Trabajo, de las partes interesadas, identificando, evaluando, controlando los aspectos ambientales y riesgos en nuestras actividades.


Realizar monitoreos de nuestro desempeño en la protección del Medio Ambiente, Seguridad y Salud en el Trabajo, a través de las herramientas de gestión para la mejora continua.

Organizar programas de capacitación, concientización y sensibilización, para el cumplimiento de nuestra política, normas, procedimientos, objetivos y metas, en relación a la gestión de medio ambiente, Seguridad y Salud en el Trabajo.



Carlos Gubbins Cox
Gerente General

Casapalca 18 de Abril del 2013











Fuente: Sistema de Gestión Integrado Casapalca

7.4. Proceso de Certificación Iso 14001.

En el proceso de certificación de la ISO 14001, se implementó la política ambiental así como la cartillas relacionadas al medio ambiente, las mismas con las que el personal empezó a familiarizarse y poner en práctica mediante capacitaciones, entrenamientos etc. que Casapalca implemento; y así demostrar en las auditorías que Casapalca estaba cumpliendo con dicho estándar internacional, es así que en el año 2013 certifica en ISO 14001.





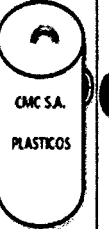



Imagen N° 8.2 Cartilla de Aspectos Ambientales Significativos

 SISTEMA DE GESTION AMBIENTAL 	
<u>ASPECTO AMBIENTAL SIGNIFICATIVO</u>	<u>OBJETIVOS</u>
1 CONSUMO DE AGUA. 	Minimizar el consumo de agua de fuentes naturales.
2 POTENCIAL COLAPSO DE LA PRESA DE RELAVE. 	*NO CUENTA CON OBJETIVO (SE MANTIENE LOS CONTROLES DE ACUERDO A DISEÑO Y AUTORIZACIONES)
3 POTENCIAL DERRAME DE HIDROCARBUROS. 	Prevenir los derrames de hidrocarburos en su manejo.
4 RESIDUOS SÓLIDOS NO REAPROVECHABLES GENERALES. 	Mejorar el sistema de recojo y acopio de Residuos Sólidos No Reaprovechables.
5 RESIDUOS SÓLIDOS NO REAPROVECHABLES INFLAMABLES. 	Mejorar el sistema de recojo y acopio de Residuos Sólidos No Reaprovechables Inflamables.
6 RESIDUOS SÓLIDOS REAPROVECHABLES PAPEL Y CARTÓN. 	Mejorar la clasificación en la recolección de papel y Cartón en cada área

Fuente: Sistema de Gestión Integrado Casapalca

El personal de los Tallanes Mining Group SAC, tiene la conciencia de cuáles son los aspectos significativos para Casapalca y las comunidades aledañas, ello se demuestra cuando se les interroga en las charlas.

Imagen N° 8.3 Cartilla de Aspectos Ambientales Significativos

CIA. MINERA CASAPALCA CLASIFICACIÓN DE RESIDUOS SOLIDOS							
RESIDUOS SÓLIDOS REAPROVECHABLES						RESIDUOS SÓLIDOS NO REAPROVECHABLES	
VIDRIO	PAPELES Y CARTONES	ORGANICO	METALICO	PLASTICOS	PELIGROSOS	GENERALES	INFLAMABLES PELIGROSOS
							
Vidrios en general.	Papeles, cartones Revistas, folletos, periódicos, que se encuentren en condiciones para su reaprovechamiento.	Restos de comidas, verduras, frutas, Restos de madera no coatomizada.	Viruta, láminas metálicas, Fierro, vigas, alambres, chapas, Latas de (conserva, leche, etc.)	Botellas descartables, EPP(cascos, respirador, lentes)	Baterías de Vehículos, pilas, cartuchos de tinta, tóner, envases de productos químicos.	Bolsos de plástico, envolturas de golosinas, envases de frugos, chocolatada, leche (tetra pack) papel no apto para su reaprovechamiento, EPP (Mamelucas, Tapones de oídos), trapos de limpieza.	EPP (botas, zapatos de seguridad), Waipes, Tropos, filtros u otros residuos impregnados con hidrocarburos/ productos químicos.

Fuente: Sistema de Gestión Integrado Casapalca

En Casapalca después de la certificación se viene practicando una cultura de clasificación de RRSS, con un cumplimiento de 60%, y se continúa concientizando para seguir incrementando la cifra.

7.5. Proceso de Certificación Ohsas 18001.

Casapalca después de certificar en la ISO 14001 inicia una nueva meta, la de certificar en la OHSAS 18001, para ello implementa las mejoras en torno a la seguridad y salud en el trabajo, capacitando, concientizando, entrenando etc. A todos los trabajadores desde el gerente hasta el último obrero.

Inicia una campaña de señalización de las labores, implementación del Sistema de gestión integrado con: actualización y mejoramiento de PETS y Estándares, mejor control de gestión con los 17 archivos, dentro de ello las capacitaciones y charlas, evidencia miento del cumplimiento de los objetivos metas y programas, etc. Además de las cartillas de geomecánica, riesgos significativos, código de colores y señalización.

Imagen N° 8.4 Cartilla de código de colores y señalizaciones.

COLORES DE IDENTIFICACIÓN DE TUBERÍAS DE ACUERDO A NTP 399-012

AGUA	AIRE
PETROLEO Y DERIVADOS	CONTRA INCENDIOS
DRENAJE	VAPOR DE AGUA

PLANTAS DE SEGURIDAD PARA SERVICIOS DE EMERGENCIA

PLANTAS DE SEGURIDAD PARA SERVICIOS DE EMERGENCIA

PLANTAS DE SEGURIDAD PARA SERVICIOS DE EMERGENCIA

PLANTAS DE SEGURIDAD PARA SERVICIOS DE EMERGENCIA

ROMBO NFPA: HOJA MSDS

<p>PELIGRO DE SALUD</p> <p>4 MORTAL 3 MUY PELIGROSO 2 PELIGROSO 1 MENUDO 0 MATERIAL NORMAL</p> <p>REACTIVIDAD</p> <p>ALCALINO ALC ACIDO ACID CORROSIVO COR OXIDANTE OXI</p>	<p>PELIGRO DE INCENDIO</p> <p>4 POR DEBAJO DE 23°C 3 POR DEBAJO DE 34°C 2 POR DEBAJO DE 47°C 1 POR ENCIMA DE 47°C 0 NO SE INCIENDE</p> <p>REACTIVIDAD</p> <p>4 PUEDE ROMPER 3 SACUDE Y CALOR PUEDE ROMPER 2 CAMBIO QUIMICO VIOLENTO 1 INESTABLE AL CALOR 0 ESTABLE</p>
---	--

CABLES ELÉCTRICOS

4160 VOL.
440 VOL.
110 VOL.

CÓDIGO DE COLORES DE AVISO DE SEGURIDAD

	ADVERTENCIA
	PROHIBICIONES
	OBLIGATORIOS
	INFORMACIÓN GENERAL
	CONTRA INCENDIO

Fuente: Sistema de Gestión Integrado Casapalca

Casapalca hasta antes de certificar las labores que esta tenia eran muy deficientes en torno a señalizaciones, dándole prioridad solo a las labores que se trabajaban, pero los accesos e intersecciones que ya tenían tiempo no contaban con señalización, además de los cables eléctricos tuberías etc.

CONCLUSIONES

1. La mineralización del yacimiento minero se caracteriza por la presencia de vetas que han sido formadas por el relleno de fracturas con soluciones de origen meso termal, lo cual indicaría su gran profundidad de mineralización y también por la presencia de cuerpos mineralizados que se han formado por el reemplazamiento de capas favorables de caliza, arenisca y lutitas.
2. Las reservas de mineral de la mina Casapalca al 31 diciembre del 2014 es de 3, 873,265 TMS. de mineral probado y de 1, 107,207 TMS de mineral probable, haciendo un total de 4, 980,472 TMS.
3. El método de explotación utilizado en la mina Casapalca es el corte y relleno ascendente convencional en vetas y el corte y relleno mecanizado con taladros largos en la zona de cuerpos.
4. Con la ejecución del proyecto del Pique 790 Oroya se soluciona el álgido problema de la extracción por galerías inclinadas en la zona de esperanza y Oroya ampliando su capacidad de extracción a 70,000 TM. /mes.
5. La extracción por Pique es la alternativa más económica para la Profundización de la mina Casapalca.
6. La inversión necesaria para la construcción del Pique Oroya fue de US \$ 1'847,325.00, la misma que fue financiado en un 100% con recursos propios de la Compañía Minera Casapalca.

RECOMENDACIONES

1. Cumplir con el Programa Preventivo de mantenimiento de los equipos de Izaje a fin de evitar accidentes por deficiencia en los equipos.
 2. Instalar cámaras de video en las tolvas de carga y descarga para mejorar la visibilidad del operador.
 3. Elaborar un Programa de Inspecciones y Mantenimiento Preventivo para los elementos de madera, para poder reparar oportunamente cualquier deterioro prematuro y llevar un control del alineamiento y gradiente.
 4. El pique es exclusivamente para izaje de mineral y desmonte, por lo tanto se debe evita el tránsito de personal.
 5. Durante la construcción del pique central, deberá construirse ventanas hacia el raise boring de drenaje en los niveles 12, 13,15, 16 para drenar el agua de infiltración y así evitar la renuncia de personales.
 6. Se recomienda usar el cable de 1.1/2" de diámetro tipo Boa con alma de acero por tener factores de seguridad efectivo 5 al máximo esfuerzo
- Se debe contar con plan de emergencia con personal entrenado para casos de descarrilamientos, inundación, incendio, etc.

BIBLIOGRAFÍA

1. Berkircher Gary. Cómo seleccionar el izaje en una mina según sus necesidades. EMJ setiembre 1999.
2. catálogo. Handbook de cables y winches de izaje. Armco Steel Corporation USA 2000.
3. Cemal Biron Ergin Arioglu. Diseño de ademes en minas. Primera edición. Editorial Limusa. México 1997.
4. Harmonjames H. Sistemas de izaje en minería. Libro de la AIME 1998.
5. Hoek And Brown. Excavaciones subterráneas en roca. Editorial Mc. Graw Hill, New York 1990.
6. López Jimeno C. Manual de evaluación y diseño de explotaciones mineras. Editorial Entorno Gráfico S.L. Madrid 1997.
7. Procables Cables para izaje en minería y obras civiles. Lima 2014.
8. Jony Antonio Quispe Poma. Proyecto de construcción del pique principal de extracción entre los niveles 435 – 155 mina Casapalca 1999.

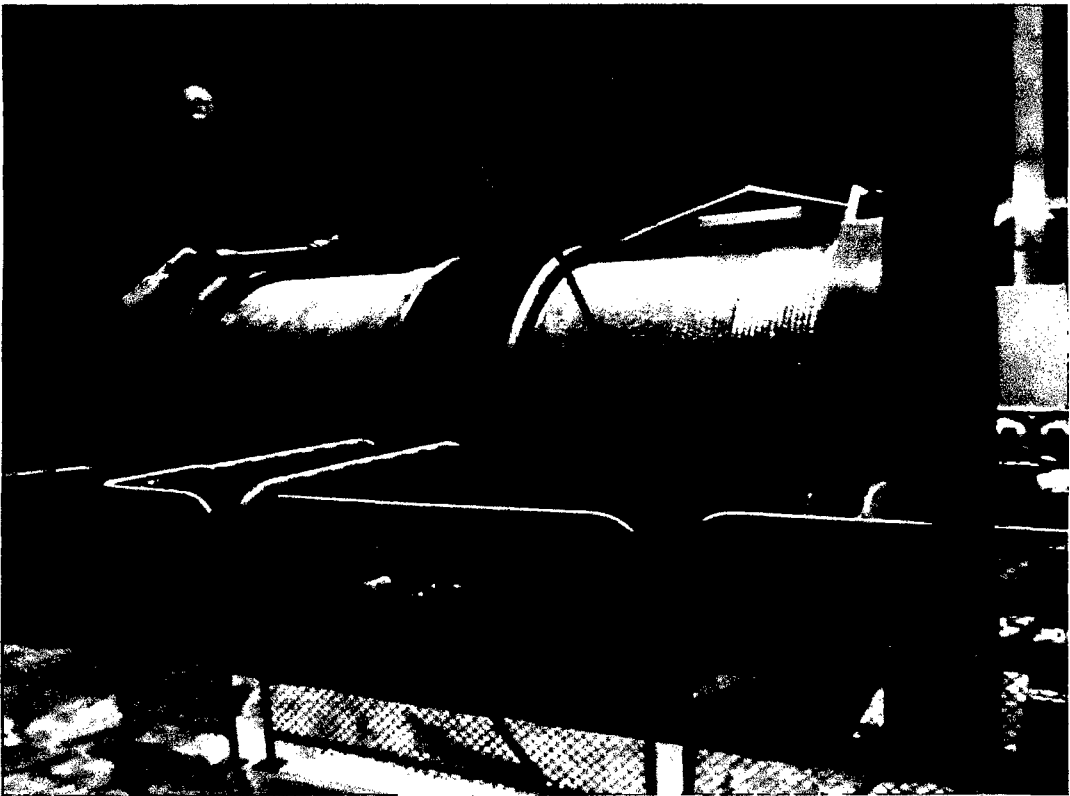
Internet www/diseño de construcción de piques.

ANEXO

ACCIONAMIENTO CON DOS MOTORES DE 750 HP



TAMBORAS DE D =10 PIES, L = 7 PIES



CHUMACERAS DE LA TAMBORA

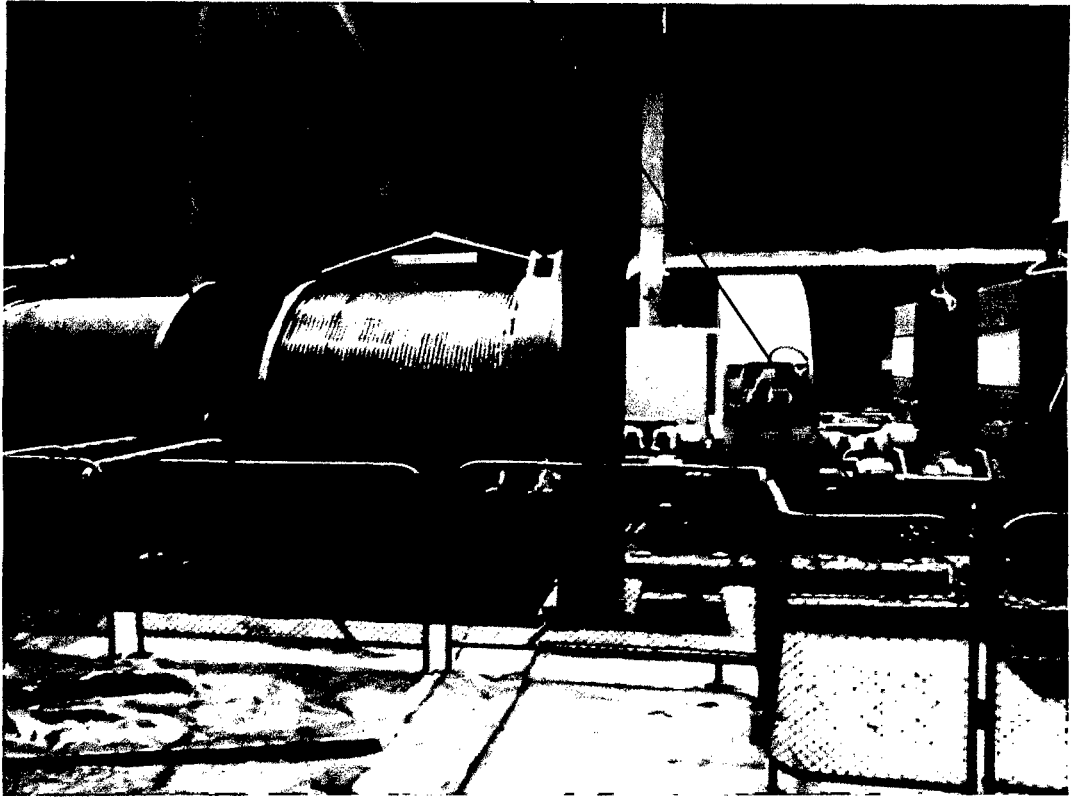
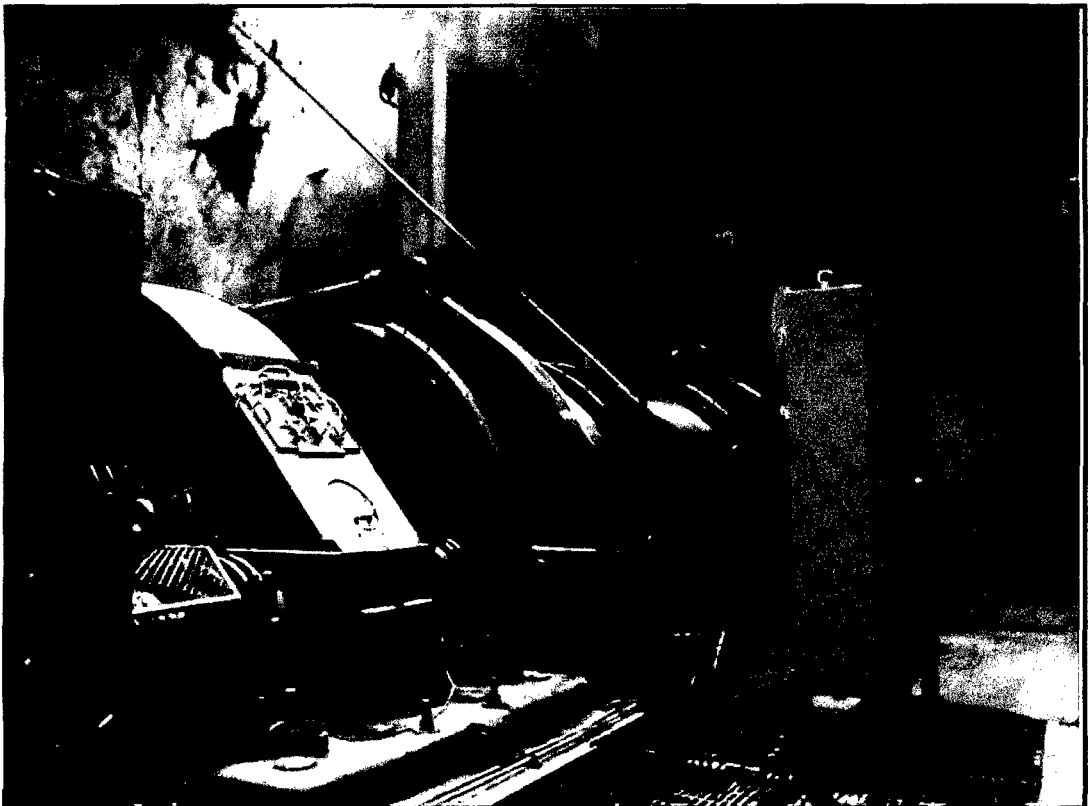


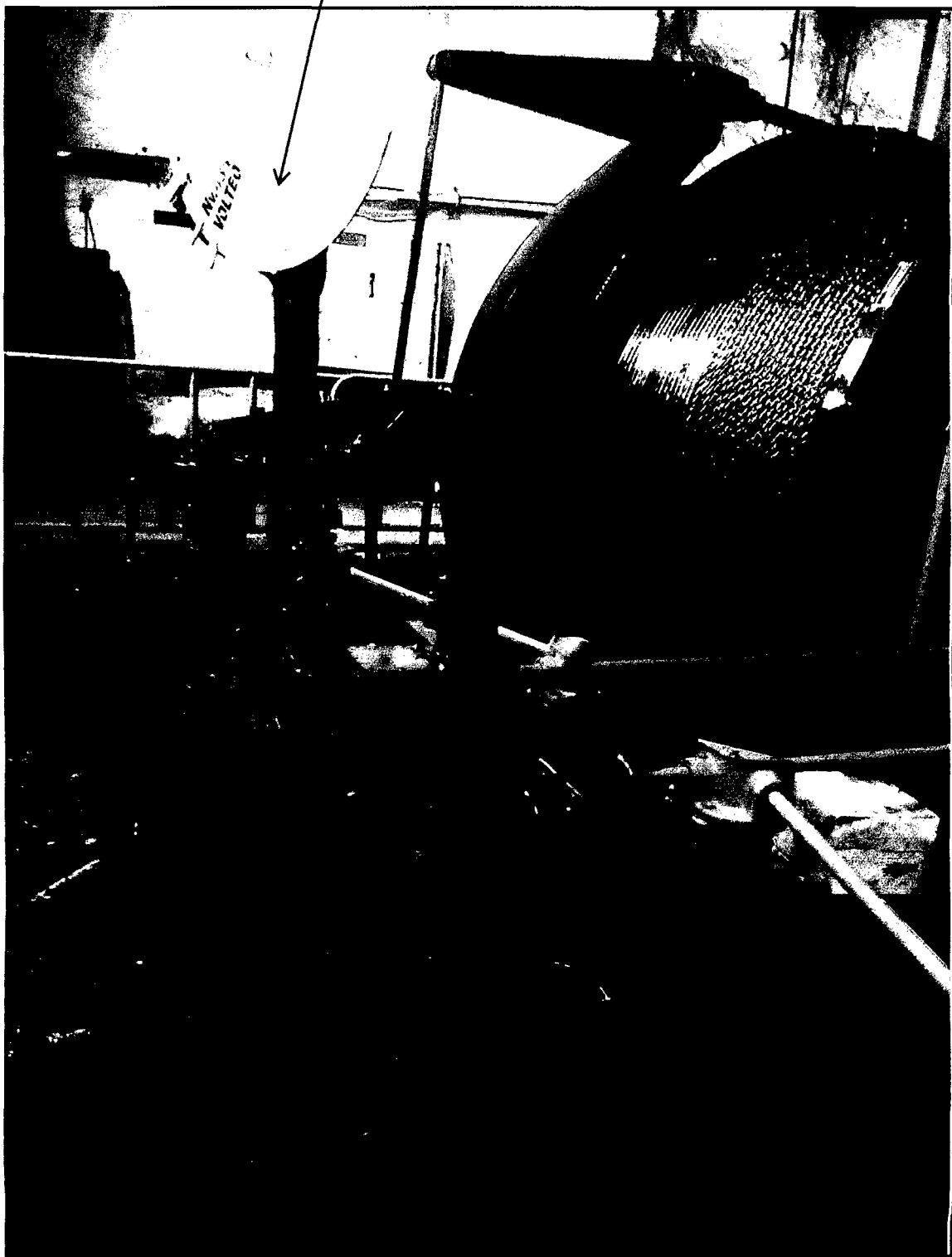
FOTO COMPLETO DEL WINCHE PIQUE 790 OROYA



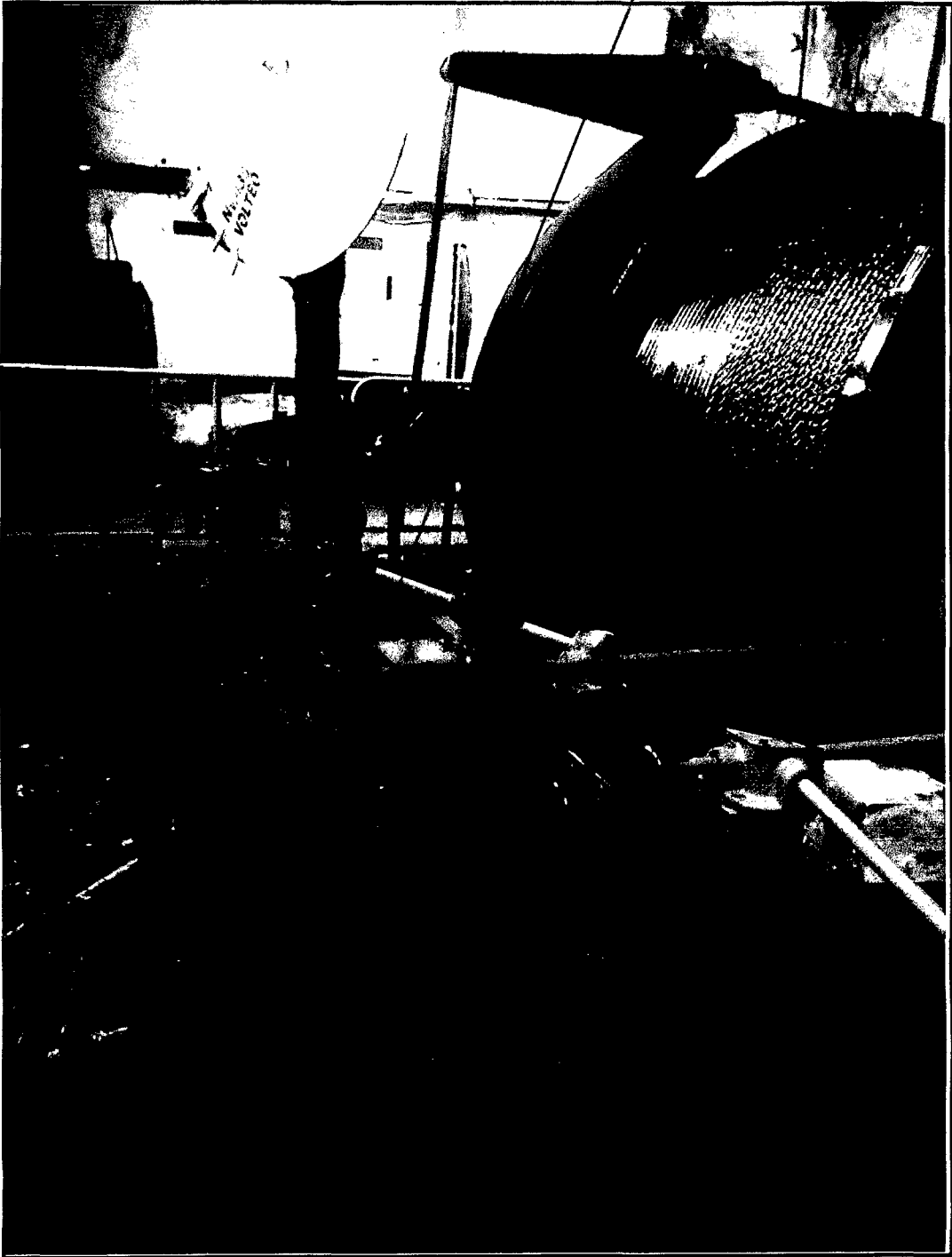
SISTEMA DE SEGURIDAD (FRENOS)



LIMITADORES DE ALTURA



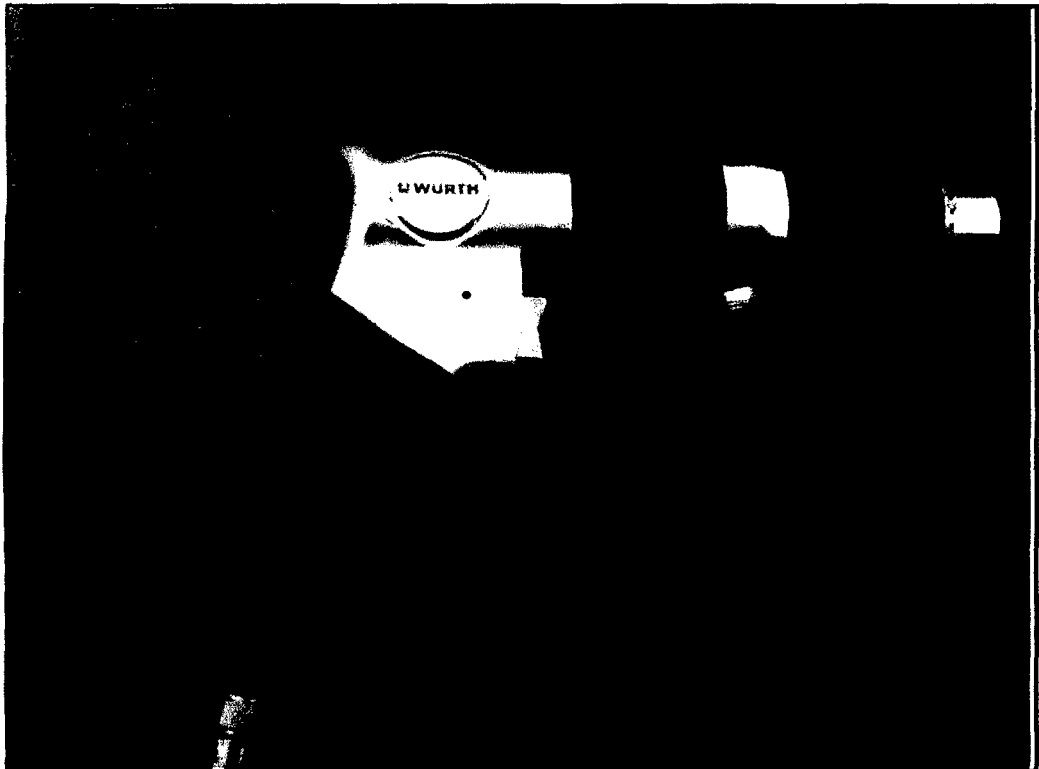
LILI CONTROL (LIMITADOR DE VELOCIDAD)



**PERSONAL MOSTRANDO EL TALADRO NEUMATICO PARA
INSTALACION DE GUIAS**



TALADRO NEUMATICO DE 80 P.S.I DE TRABAJO



**PERSONAL MOSTRANDO PARTE DEL EQUIPO ANTICAIDA
PARA BAJADO POR ESCALERAS AL FONDO DEL PIQUE
(PERA RETRACTIL)**

