

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

Programa Académico de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica

**Consideraciones Técnico - Económicas en
la Explotación de las Minas de Algamarca**

**Tesis que para optar el Título de Ingeniero de Minas
somete a consideración del Programa el Ex - Alumno**

JORGE CHIRINOS MORALES

LIMA - PERU 1972

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA

CONSIDERACIONES TECNICO-ECONOMICAS EN
LA EXPLOTACION DE LAS MINAS DE ALGAMARCA

Tesis que para optar
el título de Inge-
niero de Minas some-
te a consideración
del Programa el ex
alumno Jorge Chiri-
nos Morales.

LIMA - 1971

A MI PADRE Y A
LA MEMORIA DE
MI MADRE

CONSIDERACIONES TECNICO-ECONOMICAS EN
LA EXPLOTACION DE LAS MINAS DE ALGAMARCA

C O N T E N I D O

DEDICATORIA

INDICE

AGRADECIMIENTOS

0.0. SUMARIO

1.0. RESUMEN Y CONCLUSIONES

2.0. INTRODUCCION

3.0. GEOLOGIA

4.0. EXPLOTACION MINERA

5.0. RESERVAS DE MINERAL

6.0. DISCUSION AL CALCULO DE RESERVAS

BIBLIOGRAFIA.

CONSIDERACIONES TECNICO-ECONOMICAS EN
LA EXPLOTACION DE LAS MINAS DE ALGAMARCA

ILUSTRACIONES

- Láminas:
- 1.- Plano de Ubicación.
 - 2.- Plano Geológico de la Zona de Algamarca.
 - 3.- Sección Geológica Longitudinal de la veta San Blas.
 - 4.- Esquema de un Tajeo Abierto con Sostenimiento de Puntales.
 - 5.- Sección Longitudinal de la Veta Este San Blas N 45° E.
 - 6.- Sección Longitudinal de la Veta Oeste San Blas N 45° E.
 - 7.- Sección Longitudinal de la Veta Descubridora N 45° E.
 - 8.- Esquema de un Tajeo por el Método de Shrinkage.
 - 9.- Esquema de un Tajeo por el Método de Corte y Relleno.

I N D I C E

	<u>Pág.</u>
0.0. SUMARIO	1
1.0. RESUMEN Y CONCLUSIONES	2
2.0. INTRODUCCION	8
2.1. Area y Accesibilidad	
2.2. Historia	
3.0. GEOLOGIA	11
3.1. Geología General: Estratigrafía- Rocas Igneas	
3.2. Geología Estructural: Pliegues- Fallas - Cuerpos Intrusivos - Vetas	
3.3. Geología Económica: Mineralogía y Paragénesis - Oxidación y Enriqueci- miento Secundario - Clasificación y Génesis - Historia Geológica.	
4.0. <u>EXPLORACION MINERA</u>	33
4.1. Método de Tajeo Abierto Ascendente con Sostenimiento de Puntales: Tra- bajos Preparatorios - Secuencia y Características del Laboreo - An- cho de Tajeado y Recuperación - In- cidencia Económica del Mineral Pre- sente en las Rocas de Caja.	
5.0. RESERVAS DE MINERAL	
5.1. Cálculo de Valores: Determinación de U1, U2 y U3.	
5.2. Costo de Producción	
5.3. Determinación de Reservas.	
6.0. DISCUSION AL CALCULO DE RESERVAS	63
6.1. Propiedades del Yacimiento de Al- gamarca.	
6.2. Elección de Métodos de Explotación	
6.3. Método de Shrinkage: Trabajos Pre- paratorios - Secuencia y Caracterís- ticas del Laboreo - Ancho de Tajea- do y Recuperación - Costo de Produc- ción.	
6.4. Método de Corte y Relleno: Trabajos Preparatorios - Secuencia y Carac- terísticas del Laboreo - Ancho de	

**Tajeado, Ancho de explotación
y Recuperación - Costo de Pro
ducción.**

6.5. Determinación de Reservas

6.6. Comparación de Resultados.

AGRADECIMIENTOS

Tengo que agradecer primeramente al Ing. Miguel de Orbegoso, Director-Gerente de la Compañía Minera Algamarc S.A., por la colaboración prestada al permitir el uso de la información privada y conceder autorización para la publicación de este estudio.

Al ingeniero Edgardo Ríos Delgado, por su estudio de la Geología de Algamarc, el que me ha permitido tener un mejor conocimiento de ella.

A los ingenieros Jorge Cam Pacheco y Ramón Tejada Sánchez, quienes me prestaron su oportuna colaboración, aportando con sus ideas y observaciones valiosos datos sobre explotación de minas.

0.0. SUMARIO

El presente trabajo titulado "Consideraciones Técnico-Económicas en la Explotación de las Minas de Algamarca" es un estudio geológico-minero-económico de dichas minas.

Comprende cuatro partes: La primera titulada GEOLOGIA trata sobre este tema, tomando en consideración los aspectos de la geología general, estructural y económica como conocimiento básico para tratar los otros capítulos. La segunda titulada EXPLOTACION MINERA trata sobre el método de explotación que se emplea, discutiéndose los resultados de recuperación, dilución y ancho de tajeado obtenidos en el año 1970. La tercera titulada RESERVAS DE MINERAL trata sobre la estimación de reservas en base al método de explotación empleado, usando para esto una fórmula para determinar los valores del mineral. Finalmente, la cuarta parte titulada DISCUSION AL CALCULO DE RESERVAS discute sobre las posibilidades de cambiar el método de explotación actual por otros, con el objeto de convertir algunos blocks de desmonte en reservas.

1.0. RESUMEN Y CONCLUSIONES

1.- El yacimiento de Algamarca se encuentra a 21 Kms. al Oeste de la ciudad de Cajabamba, en el distrito de Ca chachi, provincia de Cajabamba, departamento de Cajamarca. Comprende alturas entre 2,500 y 3,600 metros sobre el nivel del mar.

2.- La zona es accesible por medio de las carreteras: Trujillo a Cajabamba (237 Kms.), o Cajamarca a Cajabamba (133 Kms.). De Cajabamba se sigue por un desvío de la carretera Cajamarca-Cajabamba (situado a 3 Kms. de Cajabamba), por una carretera angosta de 38 Kms. de longitud, hasta la mina.

3.- En la actualidad, la Compañía Minera Algamarca S. A. explota este yacimiento a un ritmo de 215 toneladas métricas secas de mineral por día, empleando métodos modernos. Cuenta para ello con las instalaciones necesarias.

4.- Algamarca está ubicada metalogenéticamente, en la zona comprendida entre Antamina (Ancash) y Hualgayoc (Cajamarca). En esta zona, las vetas más típicas son de fallamiento-fractura, tipo de mineralización mixta, consistente principalmente de cuarzo y pirita, pero tienen también cantidades explotables de sulfuros de zinc, plomo, cobre y plata.

5.- El distrito de Algamarca es de fallamiento-fractura, su mineralización consiste en cuarzo, pirita y sulfu

ros de cobre y plata.

6.- Las vetas se formaron después del plegamiento del anticlinal Algamarca y del emplazamiento de la mayoría de las rocas intrusivas.

7.- Las diversas fracturas mineralizadas del área son sensiblemente paralelas (NE - SW) y buzanan, en su mayoría, fuertemente hacia el SW. Por obvias razones de competencia, las fracturas se desarrollan económicamente sólo en cuarcitas. Estas cuarcitas forman el anticlinal Algamarca y corresponden a la formación Chimú.

8.- El método de explotación empleado es el de: Tajeo Abierto Ascendente con Sostenimiento de Puntales.

9.- El ancho de tajeado promedio fue de 1.63 metros en el año 1970; mientras que el ancho de tajeado considerado en la cubicación fue de 1.00 metro.

10.- El ancho de tajeado real ha sido sensiblemente mayor al considerado en la cubicación; esto ha permitido obtener mineral no previsto en la cubicación que se encontraba en las cajas, más allá de un metro (según la cubicación), en forma de hilos secundarios o mineral diseminado.

11.- La recuperación en la explotación minera la expresamos en porcentaje y corresponde a la razón entre la cantidad de los contenidos finos de los metales del mineral extraído y de los existentes en el yacimiento (según la cubi-

cación).

12.- Consideramos dos tipos de recuperación, una denominada recuperación calculada y la otra recuperación efectiva.

13.- Denominamos recuperación calculada, a la obtenida tomando en cuenta los contenidos finos de los metales del mineral extraído en el año 1970 con un ancho de tajeado promedio igual a 1.63 metros y las correspondientes al del yacimiento, tomadas en base a la cubicación, con un ancho de tajeado de 1.00 metro. Esta recuperación es mayor a la verdadera por la presencia de mineral, algunas veces, en 63 centímetros de roca de caja del tajeo que están más allá del ancho considerado en la cubicación.

14.- Denominamos recuperación efectiva, a la obtenida tentativamente, tomando en consideración los contenidos finos de los metales del mineral extraído en el año 1970 con un ancho de tajeado hipotético de 1.00 metro y los correspondientes al del yacimiento, tomados en base a la cubicación con un ancho también de 1.00 metro. Esta recuperación puede considerarse como la verdadera. Las recuperaciones efectivas obtenidas en el año 1970 para el cobre y la plata fueron de 86.8 % y 75.4 % respectivamente.

15.- Las rocas de caja extraídas en el año 1970, correspondientes a un ancho de 63 centímetros, mayores al ancho de tajeado considerado en la cubicación, han sido de 16,957.9

TMS., con leyes de 1.02 % de cobre y 4.77 Oz/TC de plata.

16.- El valor de estas rocas de caja ha sido de 13.82 \$/TMS, mientras que su costo de producción ha sido de 16.71 \$/TMS, arrojando una pérdida, en las 16,957.9 TMS extraídas, de \$ 49,008.33.

17.- El valor en dólares de un mineral de Algamarca para el año 1971 puede determinarse aproximadamente, aplicando la fórmula: $V = 7.47 \text{ Cu} + 1.30 \text{ Ag} + 18.92 \text{ Au}$; donde Cu, Ag y Au son las leyes de cobre en %; plata y oro en Oz/TC. respectivamente.

18.- De acuerdo al método de explotación empleado actualmente que es el de Tajeo Abierto Ascendente con Sostentamiento de Puntales, sobre un total de 31 blocks que existen al 31.7.71 (véase pág. 62), se han determinado que 21 blocks constituyen reservas y 10 desmonte, con 88,132.48 y 58,632.35 TMS. respectivamente.

19.- Los 21 blocks de mineral, que constituyen reservas, darían una utilidad estimada de \$ 959,567.10.

20.- Luego de estudiar las características del yacimiento, y con el objeto de conseguir que ciertos blocks con mineral submarginal puedan llegar a ser reservas, se han elegido los siguientes métodos de explotación:

- a) Shrinkage y
- b) Corte y Relleno.

21.- Aplicando convenientemente estos dos nuevos métodos de explotación a los 21 blocks que existen al 31.7.71, se han determinado que 30 llegan a convertirse en reservas con 77,490.59 TMS. y sólo uno en desmonte con 2,877.53 TMS. respectivamente.

22.- De acuerdo a esta nueva determinación de reservas, ésta daría una utilidad estimada de \$ 1'360,746.21; es decir, una mayor utilidad de 41.8 % que con el sistema actual de explotación.

23.- Los cálculos de costos, para la determinación de reservas, se han hecho sobre la base de una producción anual de 60,000 toneladas métricas secas.

24.- Se recomienda introducir en Algamarca los métodos de explotación denominados Shrinkage y Corte y Relleno; de acuerdo al cuadro N° 8 que aparece en las páginas 89 y 90. Estos cambios de métodos deberán hacerse siguiendo las pautas que aparecen más abajo:

a) Deben elegirse, primeramente, dos tajeos para llevar a cabo la explotación por cada uno de estos métodos.

b) El personal debe ser cuidadosamente elegido entre los más capacitados, física e intelectualmente.

c) Es indispensable una adecuada planificación y control del trabajo.

d) Deberán llevarse los reportes convenientes a fin de comparar los resultados de la realidad con los estimados

en el presente estudio, a fin de hacer los reajustes correspondientes.

e) Cuando se haya conseguido llevar a cabo, a satisfacción, estos nuevos métodos de explotación en estos dos tajos de prueba y cuando se tenga el suficiente personal convenientemente entrenado, deberán introducirse paulatinamente estos métodos de explotación, en toda la mina, hasta que lleguen a generalizarse.

2.0. INTRODUCCION

2.1. AREA Y ACCESIBILIDAD

Las minas de la Compañía Minera Algamarca S. A. se encuentran a 21 kilómetros al Oeste de la ciudad de Cajabamba, en el distrito de Cachachi, provincia de Cajabamba, Departamento de Cajamarca.

Algamarca se encuentra en la dividoria fluvial entre la quebrada del río Cañaris y el valle del río Condebamba, en un lugar de clima templado y húmedo que tiene bastante vegetación y una época de lluvias de diciembre a abril. El relieve promedio es de 1,100 metros, tiene una topografía con pendientes muy pronunciadas y se encuentra entre los 2,500 y los 3,600 metros sobre el nivel del mar.

Se puede llegar a la mina por las carreteras: Trujillo a Cajabamba (237 Kms.) o Cajamarca a Cajabamba (133 Kms), de esta ciudad se sigue por un desvío de la carretera Cajamarca-Cajabamba (situado a 3 Kms. de Cajabamba), por una carretera angosta de 38 Kms. de longitud, hasta la mina.

2.2. HISTORIA

La región de Algamarca ha sido conocida desde épocas muy remotas; en la cima del cerro del mismo nombre existen ruinas, quizá de edad preincaica. Durante la colonia sus minerales fueron explotados por cuenta del Rey de España en pequeña escala. En la república se intensificaron los traba-

jos pero no pasaron de ser muy rudimentarios.

La familia Velezmoro de Cajamarca, fue la antigua y tradicional propietaria de estas minas; mientras pudieron extraer los minerales de fácil acceso, tuvieron una época de gran esplendor económico; pero, conforme estos minerales se fueron agotando y se hacía necesario nuevas y costosas exploraciones que estaban obstaculizadas por la topografía y geología del lugar, los sistemas anticuados de trabajo y por el acostumbrado derroche de dinero, la situación fue cambiando, al extremo que en el año 1916 sobrevino irremediabilmente la quiebra.

La firma comercial Pinillos Goycochea y Compañía de Trujillo, entró entonces en posesión de Algamarca por adjudicación en remate público, pero tampoco pudo hacer gran cosa por dificultades económicas, derivadas de la crisis que sobrevino después de la primera guerra mundial (1914-1918). Las minas fueron sacadas de nuevo a remate público y otorgadas al señor Luis José de Orbegoso en el año 1930.

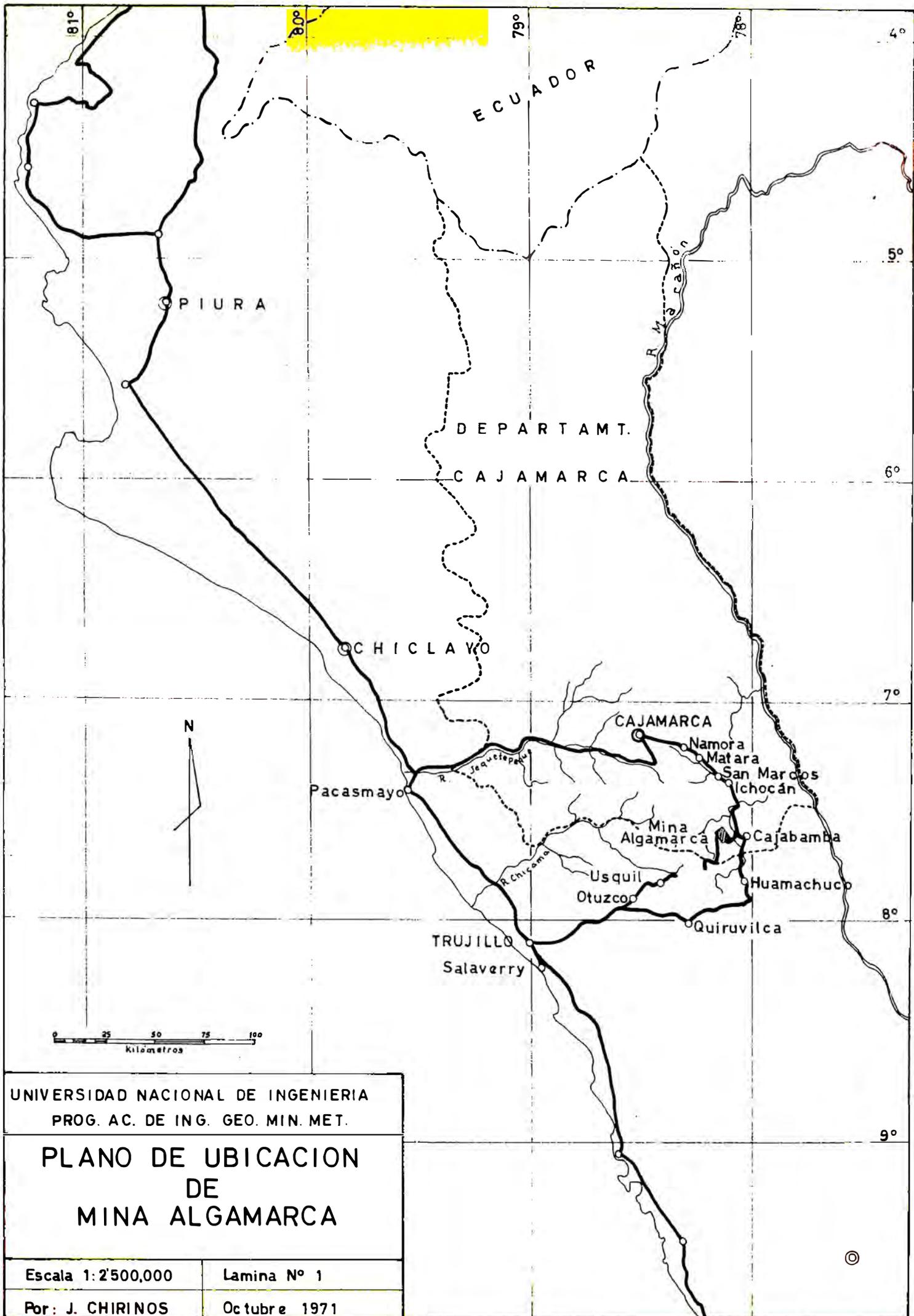
El señor Luis José de Orbegoso, al adquirir la propiedad de las minas, suspendió los trabajos por considerarlos inadecuados y, en espera de mejores oportunidades, permanecieron paralizadas hasta el año 1946, en que sus herederos resolvieron iniciar los trabajos.

El 15.9.55, la Testamentaría Luis José de Orbegoso, puso en funcionamiento la actual Planta de Beneficio de Mine

rales por Flotación con una capacidad instalada de 50 TMS. por 24 horas.

El 19.6.56 se cambió la razón social a Compañía Minera Algamarca S. A. y es esta empresa la que sigue, hasta el momento, trabajando estas minas.

La capacidad actual de la Planta de Beneficio es de 215 TMS. por 24 horas.



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 PROG. AC. DE ING. GEO. MIN. MET.

PLANO DE UBICACION DE MINA ALGAMARCA

Escala 1:2'500,000	Lamina N° 1
Por: J. CHIRINOS	Octubre 1971



3.0. GEOLOGIA

3.1. GEOLOGIA GENERAL

La zona de Algamarca se encuentra en un anticlinal de rocas sedimentarias que consisten en cuarcitas, pizarras y calizas carbonosas de edad Cretásica; esta estructura tiene en general un rumbo de N 35° - 65° W y buzamiento de 75° SW y 45° NE.

El anticlinal de Algamarca se encuentra atravesado por intrusiones ígneas de composición intermedia y, a la vez está afectado por diversos fallamientos, aparentemente de carácter regional. Tres de estas fallas principales tienen rumbo N 40° E y buzamiento 70° - 80° SE; las otras fallas se encuentran en la cresta del anticlinal, una de ellas es la falla Algamarca que tiene rumbo N 60° W y buzamiento vertical, la otra de estas fallas longitudinales tiene rumbo N 60° W y buzamiento 55° NE.

3.1.1. ESTRATIGRAFIA

Formación Chimú.- Las cuarcitas Chimú están constituidas por varios centenares de metros de ortocuarcitas y areniscas cuarzosas, duras, color blanco a gris claro, de grano fino a medio, bastante limpias; están estratificadas en gruesos estratos y las superficies intemperizadas son de color pardo-rojizo o gris claro. Interestratificadas con estas cuarcitas, hay pizarras negras, plomas y amarillas, y

también algunas capas de carbón. La mineralización de sulfuros económicos en Algamarca está emplazada en estas cuarcitas.

El espesor total de esta formación no se puede valorar en Algamarca, debido a que no aflora su parte basal y, en las labores subterráneas tampoco se la ha encontrado, habiéndose reconocido solamente 300 metros de la parte superior de esta formación. La Comisión de la Carta Geológica Nacional asigna a estos estratos un espesor de 600 metros, medidos en Santa Rosa, Ancash; y V. Benavides le asigna 685 metros, medidos en el valle de Chicama.

El contacto superior de las cuarcitas Chimú es concordante, sobre ella descansan las lutitas friables de la formación Santa.

La formación Chimú es la más antigua de las que afloran en la zona, es de edad Cretásica.

Formación Santa.- Las lutitas Santa están ampliamente distribuidas en el área. Aflora en las partes medias de las laderas del cerro Algamarca, se la puede seguir desde la quebrada Araqueda hasta Malvas, en esta parte bordea al cerro Caupur, y sigue por la quebrada Rosahuayta, San José y Moyán Alto.

La formación Santa está compuesta por lutitas carbonosas y areniscas finas en la parte inferior, en la parte superior está compuesta por estratos de calizas negras a par

PLANO 01



LEYENDA

- Cubierta detritica
- Intrusivo hipabisal
- Pizarra
- Cuarcita

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA PROG AC. DE ING. GEO-MIN-MET.	
PLANO GEOLOGICO DE ZONA DE ALGAMARCA	
Escala: 1:4 000	Lamina Nº 2
Por: J CHIRINOS	Fecha: Oct 1971
Basado en la reducción de un plano geológico, a escala 1:2,000 levantado por el Ing geólogo E. Ríos.	

das y amarillentas por intemperismo. Descansando sobre esta formación están las lutitas y areniscas friables de la formación Carhuaz.

Las rocas de esta formación han sido erosionadas, casi completamente en el eje del anticlinal, dejando al descubierto las cuarcitas de la formación Chimú; en la única parte que las lutitas han quedado encima de la charnela del anticlinal es en la zona comprendida entre la quebrada Santo Cristo y la veta San Blas.

El espesor de esta formación es aproximadamente 200 metros y es de edad Cretásica.

3.1.2. ROCAS IGNEAS

En Algamarca hay varios cuerpos intrusivos que cortan a los sedimentos Cretásicos, principalmente a las formaciones Chimú y Santa.

La composición de estos intrusivos varía entre andesita a tonalita. Por sus características de textura y composición se distinguen 4 rocas intrusivas en la zona.

Andesita Alterada.- Esta roca es de color gris claro, presenta alteración hidrotermal, textura porfirítica parcialmente afanítica.

La andesita aflora junto con la veta San Blas Oeste y en la parte alta del afloramiento de la veta Descubridora. En el interior de la mina, esta roca sirve de roca de

caja a la veta San Blas en varios tramos, también se encuentra formando los sills 2, 4, 7, 8 y 9, y otros pequeños diques que se encuentran en la parte baja del nivel 3.

La intrusión de la andesita pertenece a la primera manifestación ígnea de la zona, la edad de su emplazamiento es posterior al anticlinal Algamarca y a las fallas transversales y longitudinales que cortaron a éste. La falla Algamarca y la veta San Blas afectan a esta roca, por lo tanto esta roca es anterior a la mineralización.

Brecha Intrusiva.- En el cerro Caupur se encuentra un stock que está constituido, en su mayor proporción, por una brecha intrusiva compuesta por guijarros angulares y sobredondeados de cuarcita y pizarra, englobados por una matriz de andesita porfirítica alterada.

En toda esta brecha hay cristales y venillas de pirita diseminadas. El emplazamiento de esta brecha se produjo con anterioridad a la intrusión de la tonalita. Por la composición de la matriz y su edad pre-mineral es posible que esta brecha sea contemporánea con la andesita alterada anteriormente descrita.

Dacita Porfirítica.- El color de la roca varía de blanco-rasado a verde-grisáceo.

En superficie, el afloramiento de esta roca no es muy claro, ya que está íntimamente ligada a la tonalita. En

el interior de la mina, se encuentra formando los sills 1 y 5. La intrusión de la dacita tuvo lugar posteriormente al emplazamiento de la andesita del dique San Blas.

Tonalita Porfirítica.- Esta roca es de color gris-verdoso, textura porfirítica granular.

Aflora en forma de un dique bastante potente, en la parte alta del cerro Algamarca y en el cerro Caupur; también se la encuentra en la quebrada de Araqueda. En el interior de la mina, esta roca se encuentra formando el dique 6.

La edad de la tonalita es probablemente terciaria. La intrusión de esta roca se produjo después de la intrusión de la andesita alterada e inmediatamente después de la dacita porfirítica.

Pórfido Andesítico.- Este pórfido es de color gris-verdoso, contiene poca alteración y fracturas. La textura es porfirítica.

Esta roca aflora en la parte alta del cerro Algamarca en contacto con la tonalita y las cuarcitas Chimú, también aflora en el cerro Caupur. En el interior de la mina se encuentra formando el sill 3 y otros diques menores situados debajo del nivel 3.

La intrusión de esta roca fue posterior a las otras intrusiones de la zona, inclusive es de edad pos-mineral.

3.2. GEOLOGIA ESTRUCTURAL

3.2.1. PLIEGUES

La estructura más importante de la zona es el anticlinal Algamarca, debido a sus dimensiones regionales. Su parte central o núcleo se encuentra en el cerro Algamarca.

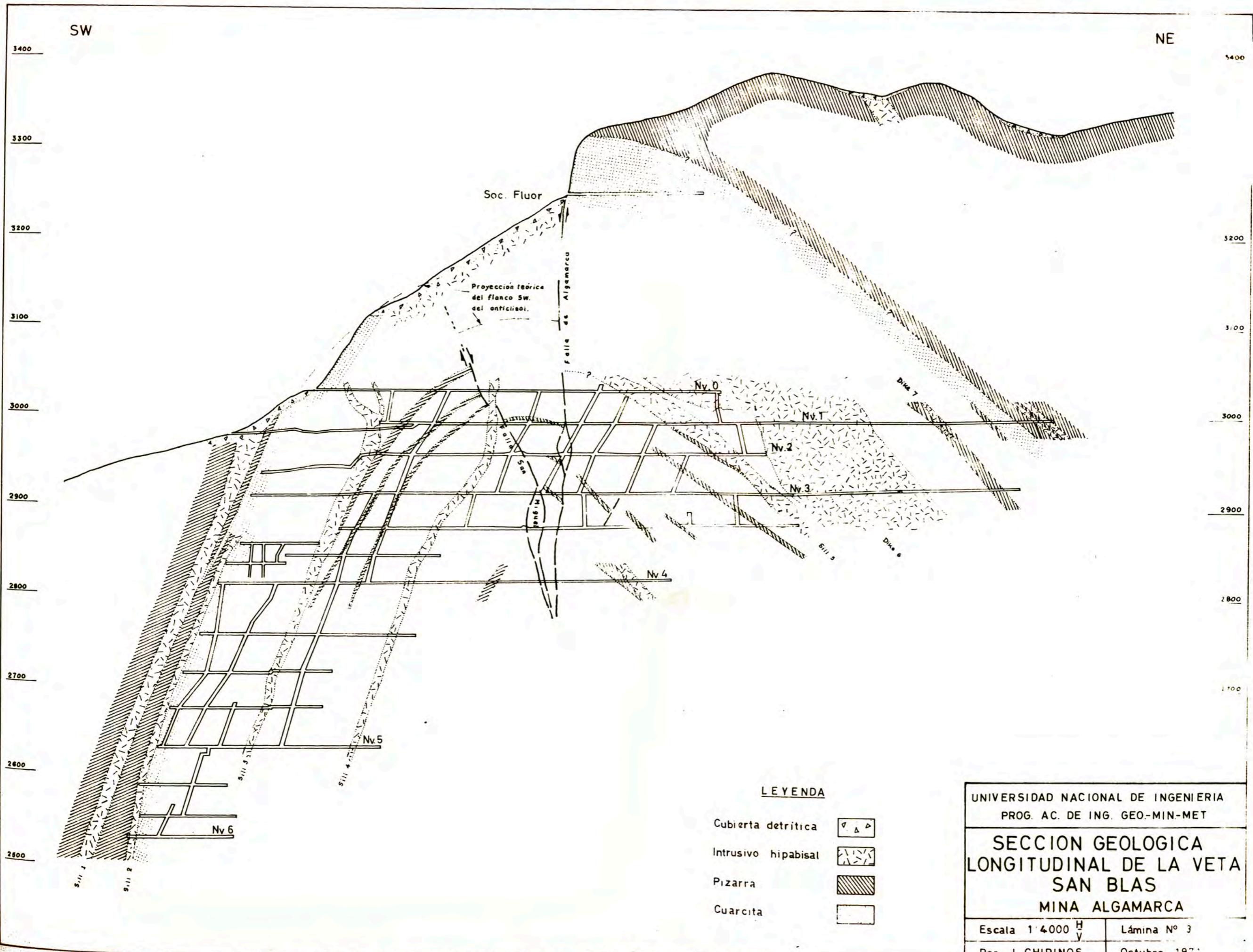
El anticlinal Algamarca ha afectado a las cuarcitas Chimú y a todas las formaciones Cretácicas de la región. El eje del anticlinal tiene rumbo N 45° W y una inclinación de 13° al NW; está fracturado en su cima por fallas longitudinales normales e inversas. Al nor-oeste la estructura está complicada por un stock que ha deformado el anticlinal; en la quebrada Santo Cristo, las cuarcitas Chimú plegadas se interrumpen bruscamente debido a fallamientos e intrusiones; igual fenómeno ocurre en la Cruz de Algamarca, donde el anticlinal de cuarcitas termina bruscamente en una escarpa de falla.

3.2.2. FALLAS

Al anticlinal Algamarca lo cortan dos sistemas de fallas, uno de fallas transversales y el otro de fallas longitudinales, estas últimas sólo han afectado al anticlinal en su parte noroccidental.

Las fallas transversales son: Santo Cristo, San Elías, Los Alisos y La Tapada. La falla Santo Cristo es de dimensiones regionales. Su techo ha bajado, siendo su salto vertical de más de 150 metros, tiene un rumbo N 30° E y buza hacia el NW. Se caracteriza porque en ella termina bruscamente la par-

PLANO 02



LEYENDA

- Cubierta detritica
- Intrusivo hipabisal
- Pizarra
- Cuarcita

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA PROG. AC. DE ING. GEO-MIN-MET	
SECCION GEOLOGICA LONGITUDINAL DE LA VETA SAN BLAS MINA ALGAMARCA	
Escala 1:4000 $\frac{H}{V}$	Lámina Nº 3
Por J CHIRINOS	Octubre 1971

te NW del anticlinal. Esta falla es pre-intrusión.

La falla San Blas es una falla normal, su salto vertical combinado es aproximadamente de 20 metros, tiene un rumbo de N 40° E y un buzamiento de 70° SE. Esta falla ha sido reactivada varias veces.

La falla Los Alisos en realidad es un conjunto de fallas normales, separadas pocos metros unas de otras, en un ancho total de 40 metros, tiene un rumbo NE, aproximadamente, paralela a la veta San Blas, su buzamiento es al NW. Se ubica entre las vetas San Blas y Monserrate. La edad de esta falla es pre-intrusión.

La falla La Tapada es una falla normal de dimensiones regionales; tiene una escarpa de falla de 450 metros de altura. Su salto vertical es de más de 600 metros; tiene un rumbo N 30° E y buza hacia el SE. Esta falla termina bruscamente la parte SE del anticlinal. Su edad es pre-intrusión.

Las fallas longitudinales son: Algamarca y San Miguel. Estas fallas se encuentran en la parte NW del anticlinal y buzan en sentido diferente, una hacia el NE y la otra hacia el SW, aproximadamente a la cota 2,700 (un poco debajo del nivel 4) se unen.

La falla Algamarca tiene un rumbo N 52° W y buzamiento 88° SW. Su desplazamiento no está muy claro, pero por comparaciones estratigráficas se calcula que sea de 60 metros;

en el muro tiene cuarcita y en el techo roca intrusiva. A lo largo de todo el plano de falla hay una brecha cataclástica de un metro de espesor, en ésta hay fragmentos de cuarcita, pizarras y rocas intrusivas, cementadas por cuarzo. Su longitud aproximada es de 3 kilómetros y va desde el cerro Caupur hasta San José. Su edad es claramente posterior a la intrusión de la tonalita, pero pre-mineral.

La falla San Miguel es una falla normal, su salto vertical es aproximadamente 70 metros, tiene un rumbo N 40° W y buzamiento 70° NE. Esta falla es pre-intrusión.

3.2.3. CUERPOS INTRUSIVOS

Los cuerpos intrusivos hipabisales han sido emplazados en las lutitas y cuarcitas del anticlinal Algamarca en varias etapas, han tomado forma de sills y diques. Se supone que su localización estuvo controlada por los estratos pizarreros de la secuencia sedimentaria en el caso de los sills, y por zonas tectónicamente débiles en el caso de los diques.

Aunque existen numerosos sills y diques perpendiculares a las vetas San Blas y Descubridora, las estructuras más importantes llevan una numeración de 1 a 6 y, además, hay un dique que corre paralelo a la veta San Blas.

Sill 1: Se ubica en las lutitas Santa y no tiene trascendencia en la mineralización.

Sill 2: Se ubica, prácticamente, en el contacto entre las lu

titas Santa y las cuarcitas Chimú. Es pre-mineral; prácticamente ha sido impermeable a las soluciones mineralizantes y por consiguiente se observan "represamiento" de los mismos.

Sill 3: Aparentemente es pos-mineral, pues interrumpe bruscamente fractura y veta. Los gráficos de cocientes metálicos (Cu/Ag preparados por los Ingenieros Erwin Rose y Edgardo Ríos) para las vetas San Blas y Descubridora, confirman este criterio, ya que las curvas resultantes no son afectadas por la ubicación de este sill.

Sill 4: Contemporáneo al dique San Blas, o sea, pre-fractura mineralizada. En el sill 4, aunque la fractura continúa en forma débil, la mineralización queda prácticamente interrumpida.

Sill 5: Es pre-fractura mineralizada. La fractura continúa en forma muy débil, pero la mineralización queda prácticamente interrumpida. Esta última sufre un verdadero "represamiento" en la parte inferior adyacente al sill, con implicaciones económicas favorables.

Dique 6: Es pre-fractura mineralizada. La veta se interrumpe bruscamente, sufriendo un desplazamiento relativo de 20 metros hacia el SE en el bloque norte. Las fracturas al entrar en el dique 6 se adelgazan y se convierten en simples diaclasas rellenas con películas de sericita, epidota y pirita. La porción de la veta San Blas situada entre el sill 5 y el dique 6 que llega a un mínimo de 65 metros hori-

zontales en el nivel 1 y a un máximo de 5 y 10 metros en los niveles 3 y 0, constituyen una verdadera "trampa" de mineralización; las leyes en plata y cobre llegan a valores altos, aunque de potencia relativamente reducida.

Dique San Blas: Este dique corre paralelamente a la veta San Blas. La veta San Blas se desarrolla alternadamente en cajas de cuarcita y/o andesita; puede suponerse que el dique San Blas se haya emplazado en una fractura pre-existente (falla San Blas) y que una re-apertura pos-dique haya constituido el receptor de la mineralización.

Dique Los Alisos: Es un dique que se ha emplazado en la falla pre-existente Los Alisos en el flanco SW del anticlinal Algamarca, tiene 40 metros de ancho en promedio y es sensiblemente paralelo a las estructuras mineralizadas de la zona de Algamarca.

Encima del nivel 0 de la veta San Blas, y muy probablemente también en la parte alta de las vetas Descubridora y Monserrate, los sills y diques parecen reunirse en un cuerpo intrusivo de forma irregular, con afloramiento masivo. Sin embargo, no debe descartarse la posibilidad de algunas "trampas" de mineralización similares a la que ocurre entre el sill 5 y el dique 6 en la veta San Blas.

En el cerro Caupur se encuentran rocas intrusivas y brechas intrusivas, falladas, muy piritizadas y alternadas, constituyendo probablemente el "centro caliente" del área de

Algamarca.

3.2.4. VETAS

Las diversas fracturas mineralizadas del área son sensiblemente paralelas (NE - SW) y buzán en su mayoría fuertemente hacia el SE. Se trata de típicas fracturas de tensión ("extensión") producidas por esfuerzos regionales de compresión. Por obvias razones de competencia, las fracturas se desarrollan económicamente sólo en cuarcita y no en pizarra.

Las vetas hasta ahora trabajadas en forma regular, San Blas y Descubridora, se desarrollan en un alcance vertical de 500 metros, habiéndose llegado aparentemente al límite inferior de la mineralización comercial. La veta San Blas ha sido reconocida en 840 metros de longitud horizontal (en el nivel 1), de los cuales 190 metros son diques y sills estériles; la potencia promedio de esta veta es de 35 centímetros.

En Algamarca, la intensidad de fracturamiento, y también de mineralización, decrece de NW a SE, o sea desde la veta Descubridora hacia la veta Trinidad.

En general, casi todas las vetas de Algamarca tienen las mismas características: rumbos y buzamientos sensiblemente paralelos, igual mineralización; la roca de caja de casi todas ellas es cuarcita, la única que se diferencia un poco de las restantes, debido a que tiene un dique andesítico como roca de caja, en ciertos sectores, es la veta San

Blas.

3.3. GEOLOGIA ECONOMICA

Las minas de Algamarca están ubicadas metalogenéticamente, en la "zona" comprendida entre Antamina (Ancash) y Hualgayoc (Cajamarca). En esta "zona" las vetas más típicas son de fallamiento-fractura, tipo de mineralización mixta, consistente principalmente de cuarzo y pirita, pero tienen también cantidades explotables de sulfuros de zinc, plomo, cobre y plata. Otros tipos, tales como depósitos de remplazamientos diseminados, o vetas de fallamiento-fractura de pirita aurífera, o cuarzo, cuarzo-tungsteno, plata, o molibdeno son encontradas en áreas pequeñas, pero relativamente raras.

El distrito de Algamarca es de fallamiento-fractura, su mineralización consiste en cuarzo, pirita y sulfuros de cobre y plata.

Las vetas en Algamarca tienen cajas bien definidas, lo cual sugiere que no hubo remplazamiento o lo hubo en pequeña escala en las rocas de caja, los halos de alteración hidrotermal son estrechos, de ancho menor que la veta en las cuarcitas y más amplios en los diques mineralizados, donde la alteración hidrotermal ha sido bastante profunda.

La edad exacta de la mineralización no es posible establecerla, pero resulta evidente a través de las relaciones mutuas entre las vetas y las rocas que los contienen, que

falla a lo largo de la veta (veta San Blas Oeste).

d.- "Entrampamiento" de la mineralización por estratos de pizarras, sills y diques que han formado bóvedas impermeables a la mineralización (zonas de veta situadas entre el sill 5 y el dique 6, al SW del sill 5 y debajo del sill 2).

La veta San Blas muestra un bandeamiento leve, los minerales se encuentran entremezclados o, si no, formando vetillas separadas cada uno de ellos. La pirita se encuentra fracturada, embebida y con inclusiones de chalcopirita y tetraedrita; la chalcopirita también ha sido intensamente remplazada por la tetraedrita. El fracturamiento de los minerales y la deposición de vetillas separadas muestran una historia compleja de movimientos de fallas intermitentes seguidos por la deposición de nuevos minerales.

3.3.1. MINERALOGIA Y PARAGENESIS

En adición a la abundancia de cuarzo y pirita, la veta San Blas contiene chalcopirita, tetraedrita argentífera y cantidades pequeñas de arsenopirita y buornonita, la presencia de este último mineral permite suponer la presencia de galena en la parte alta de la veta. En general, la tetraedrita está en proporción ligeramente más abundante que la chalcopirita en la parte de la veta situada al sur del sill 5; mientras que al norte del sill 5 predomina la chalcopirita sobre la tetraedrita que está en proporción muy baja, lo notable de este sector es que en el tramo de la veta entre los sills

5 y 6 tiene un altísimo contenido de plata, a pesar de tener poca tetraedrita.

Los siguientes minerales hipogénicos han sido identificados en la veta San Blas y ordenados de acuerdo a su abundancia relativa

Pirita	FeS_2
Cuarzo	SiO_2
Tetraedrita Argentífera	$(\text{Cu,Ag,Fe})_{12} (\text{Sb,As})_4 \text{S}_{13}$
Chalcopyrita	CuFeS_2
Arsenopirita	FeAsS
Buornonita	PbCuSbS_3

La veta San Blas es un yacimiento productor de cobre, plata y oro, también hay plomo. El contenido promedio de cobre es de 10 %, este metal se encuentra en la tetraedrita, chalcopyrita y buornonita. La plata está contenida principalmente en la tetraedrita argentífera y en mayor cantidad en la chalcopyrita y pirita, el contenido promedio de plata es de 20 Oz/TC.. La cantidad de oro es del orden de 2.7 Gr/TM, proviene de la pirita aurífera. El plomo se encuentra en la sulfosal buornonita, siendo su contenido promedio de 2 %. Todos estos valores están calculados para la potencia promedio de la veta San Blas, que es de 35 centímetros.

Las características físicas y químicas especiales de los minerales son las siguientes:

Pirita: Bien cristalizada, en forma de cubos, piritoedros y

mamelonar. Los cubos se encuentran diseminados en la masa de todas las rocas intrusivas; los piritoedros se encuentran en la veta; la mamelonar está relleno de algunas fallas que han servido de canales alimentadores de la mineralización. Cada una de estas formas se han formado en tiempos separados, probablemente bajo condiciones físico-químicas ligeramente diferentes.

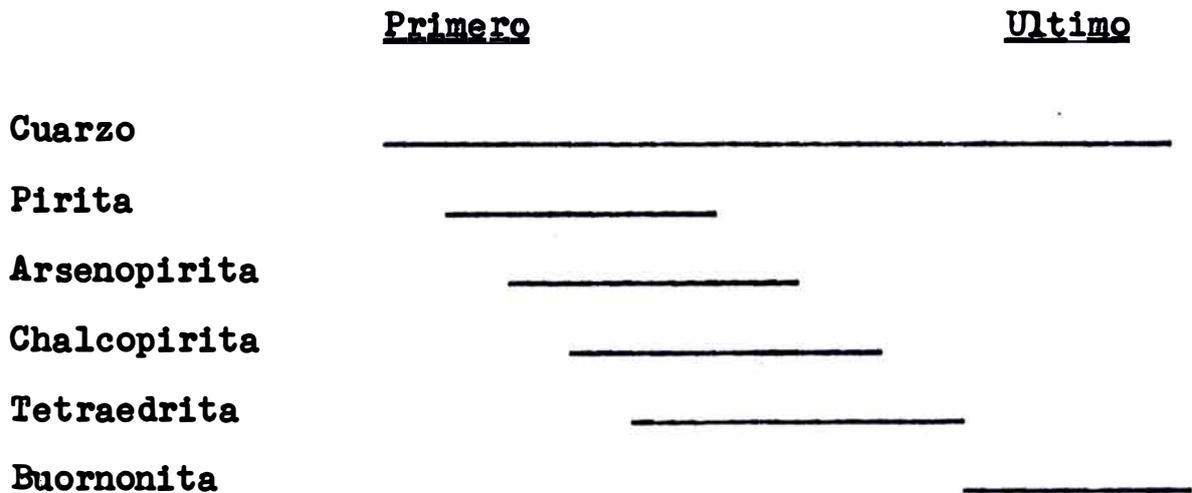
Arsenopirita: Presencia casi microscópica, remplazada en parte por tetraedrita y chalcopirita.

Chalcopirita: Casi todo este mineral se encuentra en forma masiva, microfracturado y en parte remplazado por tetraedrita, pero está remplazando parcialmente a la arsenopirita. No ha influenciado casi nada a la roca de caja, lo cual permite suponer que su remplazamiento fue casi epitermal.

Tetraedrita: Masiva y también cristalizada, se encuentra remplazando intensamente a la chalcopirita y también en forma de venillas e intrusiones dentro de ésta; sustituyendo también a la arsenopirita y pirita. La tetraedrita se encuentra en la veta y en el pequeño halo de influencia de la roca de caja en forma de diminutos cristales diseminados. Las características de su relación con los otros minerales y con la roca de caja, permite suponer que la solución que contenía a la tetraedrita fue mesotermal y hubo bastante acción de disolución en su emplazamiento.

Buornonita: Presencia microscópica en forma de inclusiones en la tetraedrita. Este mineral se formó, posiblemente, como producto de la reacción entre la tetraedrita y galena. Este último sulfuro hasta el presente no se ha encontrado en la parte baja, pero es posible que se encuentre en las partes más altas de la veta.

El diagrama paragenético de la veta San Blas que aparece más abajo, lo ha elaborado el Ing. Edgardo Ríos y está basado en el estudio mineragráfico hecho por el Ing. Luis de Montreuil.



En la fase más temprana de la mineralización se depositó el cuarzo y la pirita, el cuarzo siguió depositandose durante toda la formación de la veta, inclusive en el último mineral de la serie de deposición paragenética; la arsenopirita ha debido depositarse inmediatamente y/o conjuntamente con la pirita.

En la segunda fase de deposición se precipitó la chalcopirita, luego la solución se volvió más caliente y

se precipitó la tetraedrita argentífera. Después de la deposición de la tetraedrita, la solución hidrotermal siguió calentándose más, produciéndose reacciones secundarias, producto de las cuales es la buornonita.

El mineral de esta veta se depositó en espacios abiertos, producidos por fracturas de tensión y fallamiento. La tetraedrita, chalcopirita, cuarzo y pirita son minerales que se depositaron bajo amplio rango de condiciones de temperatura y presión; mientras que la buornonita y la arsenopirita son minerales característicos de temperaturas altas de formación.

El cuadro que aparece más abajo es tomado parcialmente de la obra "Mining Geology" por Hugh Exton McKinstry, en el cual sólo aparecen los minerales que ocurren en la veta San Blas y permitirá también determinar las condiciones de temperatura en que se produjo la deposición de los minerales:

	<u>Hipotermal</u>	<u>Mesotermal</u>	<u>Leptotermal</u>	<u>Epitermal</u>
Arsenopirita	x	x	(x)	(x)
Pirita	x	x	x	x
Chalcopirita	x	x	x	x
Buornonita	(x)	x	x	
Cuarzo	x	x	x	x

Notas: x Mineral común o característico

(x) Mineral raro u ocasional

La distribución de minerales y texturas indican que la veta San Blas es meso a epitermal, observándose esta grada

ción de los niveles inferiores a los superiores.

3.3.2. OXIDACION Y ENRIQUECIMIENTO SECUNDARIO

En las labores subterráneas de la veta San Blas no se ha constatado el desarrollo sustancial de zonas de oxidación y enriquecimiento secundario. En la única labor que la veta está oxidada es el Socavón Fluor, este Socavón se encuentra 60 metros debajo de la parte más alta de la veta San Blas. La limonita en esta parte oxidada tiene leyes que varían entre: 0.4 - 1.5 % Cu, 2.6 - 3.5 Oz/TC Ag, 1.37 Gr/TM Au.

La deposición de minerales secundarios, pero en pequeña escala, está circunscrita a la zona del graben de la cresta del anticlinal (entre las chimeneas 6 y 8) y desde el nivel 3 para abajo. Los minerales secundarios que se encuentran en orden de abundancia son:

Antlerita	$\text{SO}_4 \text{ Cu}_3 (\text{OH})_4$
Calcantita	$\text{SO}_4 \text{ Cu} \cdot 5 \text{ H}_2\text{O}$
Melaconita	Cu O

La roca caja del dique San Blas está alterada hidrotermalmente, sericitizada y piritizada y, en menor escala, cloritizada.

Las cuarcitas no muestran casi alteración, excepto piritización y silicificación débil. Las pizarras muestran piritización más intensa.

3.3.3. CLASIFICACION Y GENESIS

La estructura mineralizada y mineralógica de la veta San Blas, indica que fue formada bajo condiciones de presión y temperatura moderadas.

Conjuntamente con las otras vetas de Algamarca, están genéticamente relacionadas a los cuerpos intrusivos que hay en el área, los mismos que deben haber servido para que la solución mineralizante circule a través de ellos desde las partes más bajas de la intrusión.

Someros gráficos de cocientes metálicos, preparados por el Ing. Edgardo Ríos, indican que la tendencia del flujo mineralizante dentro de la veta San Blas es el siguiente:

a.- Debajo del Nivel 4: Desde el centro del anticlinal hacia el flanco SW.

b.- Encima del Nivel 4: Entre los sills 2 y 4, el flujo se ha movido de abajo hacia arriba y de SW a NE, la estructura que ha gobernado el flujo ha sido la estratificación. Entre los sills 4 y 5, las estructuras que han gobernado el flujo de mineralización han sido las fallas transversales a la veta; la abundancia de estas fallas ha permitido que en algunos casos actúen como canales alimentadores y en otros como canales de fuga de la mineralización. Los estratos de pizarras han gobernado, en cierta manera, el flujo mineralizante que se ha movido de abajo hacia arriba y de NE a SW. El flujo ha sido claramente "entrampado" por el sill 5. Entre los sills 5 y dique 6, el flujo se ha movido de abajo hacia arriba y de NE a SW. Al Norte del dique 6, las estructuras que han gober-

nado el flujo mineralizante han sido la estratificación, fallas y pequeños sills, el flujo se ha movido de abajo hacia arriba y de NE a SW.

3.3.4. HISTORIA GEOLOGICA

La historia geológica de la zona de Algamarca, desde que empezó la orogenia Cretácico-Terciario, podemos resumirla en 13 principales eventos:

- a.- Plegamiento del anticlinal Algamarca.
- b.- Fallamiento transversal (fallas Santo Cristo, San Blas, Monserrate, Los Alisos y La Tapada) y longitudinal del anticlinal (falla San Miguel).
- c.- Fracturas de tensión, algunas de ellas como reactivamiento de las fallas transversales (veta San Blas).
- d.- Intrusión de sills 2 y 4, dique San Blas, e intrusión violenta de la brecha intrusiva del cerro Caupur.
- e.- Reactivamiento de la falla San Blas, lo cual fracturó también al dique San Blas.
- f.- Intrusión del sill 5 y, probablemente, del sill 1.
- g.- Intrusión del dique 6 que cortó a todas las anteriores intrusiones.
- h.- Reactivamiento de la fractura y falla San Blas, afectando a todas las intrusiones, inclusive al dique 6.
- i.- Falla Algamarca y otras fallas longitudinales.
- j.- Reactivamiento de la falla San Blas.
- k.- Relleno de mineralización en los espacios abier

tos de la falla-fractura San Blas.

l.- Reactivamiento de la falla San Blas, comprometiéndose a la mineralización en las partes bajas de la veta.

m.- Intrusión del sill 3.

4.0. EXPLORACION MINERA

El método único de explotación que se aplica en Algamarca es el de Tajeo Abierto Ascendente con Sostenimiento de Puntales. Más adelante vamos a describir las características de este método.

4.1. METODO DE TAJEO ABIERTO ASCENDENTE CON SOSTENIMIENTO DE PUNTALES

4.1.1. TRABAJOS PREPARATORIOS

Los trabajos preparatorios se hacen en base a dos galerías sobre veta, situadas a diferente nivel con una separación de 40 metros. La galería inferior inicialmente sirve como vía de acarreo, posteriormente presta servicios de ventilación. La galería superior permite ventilar la labor planeada y como medio de acceso a la labor cuando ésta se encuentra en su fase final de arranque (véase lámina N° 4).

Los trabajos preparatorios que son realizados antes de iniciarse la explotación propiamente dicha son los siguientes:

Chimenea de Preparación.- Chimenea de dos compartimentos (echadero y camino) que se desarrolla en base a "puntales de línea", usándose madera de eucalipto de 8" de diámetro. Estas chimeneas son completamente terminadas y equipadas antes de empezar otra fase de preparación, es decir, están provistas con escaleras, descansos, tubería, etc.

El objeto que tiene este trabajo inicialmente es la exploración, permitiendo el reconocimiento por medio del muestreo y medidas de potencia, a lo largo de todo su recorrido. También permite determinar las condiciones de las cajas.

Finalmente entra a formar parte del circuito de ventilación para el tajeo, recogiendo el flujo de aire proveniente de la labor una vez iniciada la explotación. Cuando la explotación se encuentra en su fase final, por razones de comodidad, esta chimenea se emplea como medio de acceso y transporte, lográndose así facilitar las operaciones.

Chutes.- Se construyen espaciados sistemáticamente, según los diversos casos. El espaciamiento entre chutes es de 5.0 a 6.0 metros, dejando pilares de 2.5 a 3.0 metros, lo que da como resultado que se practiquen aberturas de 2.0 metros, medidos según el rumbo de la veta.

Lo ideal es que se practiquen aberturas similares, con el objeto de estandarizar las dimensiones de la madera empleada, pero esto es casi imposible por circunstancias que están fuera del alcance de la voluntad.

A medida que se van completando las aberturas, muchas veces no se puede simultáneamente ir enmaderando, por las interferencias que se presentan al limpiar y transportar el mineral arrancado, por eso se prefiere terminar con las aberturas para comenzar con la etapa de enmaderado.

El armazón de madera, de construcción sencilla y eficiente, está solidamente estabilizado en base a 4 elementos de sostenimiento cuyas características son:

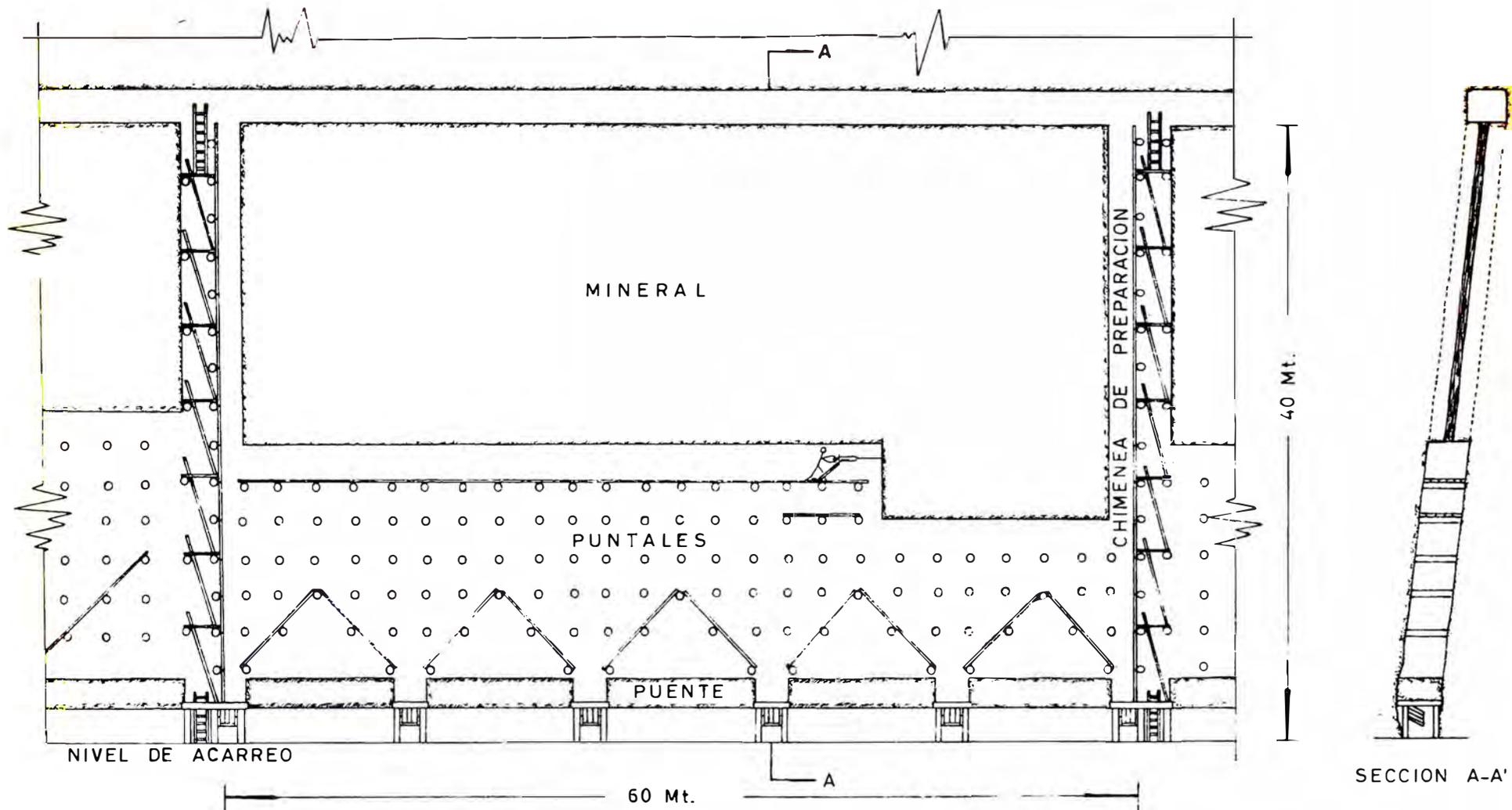
a.- 2 postes de acaulipto de 8" de diámetro por 4.0 metros que servirán como elementos de apoyo de las ranflas del chute, de las quijadas, compuerta y de las longarinas colocadas de caja a caja.

b.- 2 longarinas de 8" de diámetro, colocadas de caja a caja, llevando un destaje donde se apoyan los postes anteriormente mencionados. Estas longarinas sirven como apoyo de la ranfla y del entablado superior para cubrir el resto de la abertura hecha.

En conjunto los postes y longarinas son la base del sostenimiento del mineral que se almacena sobre ellos.

Sub-Nivel.- Construidos los chutes, se está en condiciones de hacer el sub-nivel que abarcará la longitud asignada para el block.

Un trabajo inicial es la preparación del andamiaje en una de las chimeneas laterales que sirve como base para la perforación y comenzar el arranque. Este sub-nivel se hace de 2.0 a 2.5 metros sobre el techo de la galería principal inferior y el trazo de perforación usado es el mismo que para frentones en galería, la diferencia estriba en las dimensiones, ya que en estas circunstancias el frente de ataque es de 0.80 a 1.20 metros de ancho por 2.0 a 2.5 metros de altura.



SECCION LONGITUDINAL

SECCION A-A'

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 PROG. AC DE ING. GEO-MIN-MET

ESQUEMA DE UN TAJEO ABIERTO
 CON SOSTENIMIENTO DE PUNTALES
 MINA ALGAMARCA

Por. J. CHIRINOS M.

LAMINA Nº 4

Octubre 1971

En el desarrollo se va comunicando con cada uno de los chutes contruidos, los que servirán como medios de descarga del mineral arrancado. Si se tiene necesidad de hacer preparaciones rápidas y se cuenta con el personal necesario, este sub-nivel se puede construir con dos frentes de arranque, avanzando hacia el centro desde las chimeneas laterales.

Se ha optado una altura mínima de 2.0 metros dada la posibilidad de realizar la perforación en el arranque normal del tajeo con máquinas de avance vertical. Esta altura, además, permite un libre desplazamiento del personal y equipo necesarios.

4.1.2. SECUENCIA Y CARACTERISTICAS DEL LABOREO

Consideramos las operaciones fundamentales, haciendo mención de sus características más saltantes:

Perforación.- Se realiza empleando perforadoras de avance horizontal (jack-leg) y, según los trazos siguientes:

a.- Trazo en ZIG-ZAG, usado en terrenos un poco suaves y cuando la veta es muy angosta. La separación entre taldros varía entre 1 y 2 pies, según sea la dureza del terreno, buscándose en lo posible evitar la voladura secundaria de los "bancos" que se obtengan.

b.- Trazo en triángulo, llamado también Dos-Uno, este trazo se usa para vetas un poco anchas y de apreciable du-

reza. Se caracteriza porque a lo largo de la veta se hacen dos taladros paralelos seguidos de uno en el centro de la veta. La distancia entre taladros igualmente varía entre 1 y 2 pies.

Se procura llevar durante la explotación el techo horizontal, pudiendo tolerarse un frente un poco inclinado.

Voladura.- El explosivo usado en la voladura es básicamente la dinamita, empleándose para este fin cartuchos de 65 % de potencia. La longitud de la guía utilizada varía según la calidad de ésta, así como la longitud de los taladros perforados.

Los cortes se hacen desde una chimenea hacia la otra, en faja horizontal.

Enmaderado.- El espacio abierto por la explotación, se enmadera acto seguido mediante puntales en línea y plataformas que posteriormente sirven como piso para la perforación en el nuevo frente, Los puntales empleados son de madera de eucalipto de 7" a 10" de diámetro, dependiendo la longitud del ancho de tajeado. Las plataformas son hechas de tablas de eucalipto de 2" de espesor.

Extracción.- Luego de haber sacado dos fajas horizontales, se procede a efectuar conos, con puntales y tablas, encima de los puentes con el objeto de que el mineral, que cae por gravedad, llegue directamente a los buzones de

de donde se chutea. Esta fase de la explotación no ofrece mayores inconvenientes, sólo en el caso que se atraque la carga en el buzón.

4.1.3. ANCHO DE TAJEADO Y RECUPERACION

El yacimiento es productor de cobre, plata y oro. Estos metales representan aproximadamente los porcentajes de valores siguientes:

Cobre	71 %
Plata	26 %
Oro	3 %

En la mayoría de los casos ocurre que los contenidos finos de los metales del mineral extraído son inferiores a los del mineral del yacimiento. La causa de estas variaciones y pérdidas consiste en que, en los disparos y durante el arranque en general, los minerales, que normalmente son quebradizos, se desmenuzan y reducen a polvo y se pierden.

Siendo la veta San Blas un yacimiento de 35 centímetros de potencia promedio, su ancho de explotación siempre es mayor a la potencia de la veta, produciéndose de esta manera una considerable dilución de las leyes.

Cuando en la roca encajonante, que se arranca en la explotación, existe mineral involucrado en ella, resulta el caso de encontrarse con que los contenidos finos de los

metales del mineral extraído son superiores a los del mineral del yacimiento que se ha calculado. Este caso ocurre con cierta frecuencia.

Resulta importante conocer como afectan económicamente tanto la pérdida de finos y la dilución de leyes. La pérdida de finos puede expresarse en términos de recuperación, esto es, la razón entre la cantidad de los contenidos finos de los metales del mineral extraído y los existentes en el yacimiento.

La dilución de leyes, por otra parte, se refleja en las variaciones de leyes existentes entre las de la veta propiamente dicha y las del mineral extraído, esto a su vez, tiene gran implicancia económica, puesto que se debe considerar hasta qué punto este factor puede hacer antieconómico la explotación de determinado block, por variación del valor del mineral.

Con el objeto de determinar la recuperación obtenida en el año 1970, se han preparado los cuadros Nos. 1 y 2. En el cuadro N° 1 se han considerado datos relacionados a la cubicación y en el cuadro N° 2 se han considerado datos relacionados al mineral extraído.

Tanto para las leyes como para los contenidos finos, solamente se toman en cuenta al cobre y plata. El oro no se considera debido a su poco significado económico, ya que solamente representa el 3 % del valor total del mineral, com-

CUADRO N° 1

TAJEOS EXPLOTADOS EN 1970
POTENCIAS, TONELADAS, LEYES Y CON-
TENIDOS FINOS SEGUN LA CUBICACION

<u>Block</u>	<u>TMS</u>	<u>Potencia</u>		<u>Leyes</u>		<u>Contenidos</u>	
		<u>Veta</u>	<u>Tajeo</u>	<u>Cu</u>	<u>Ag</u>	<u>TMS</u>	<u>Oz</u>
						<u>Cu</u>	<u>Ag</u>
<u>Nivel 1</u>							
19	4,235.8	0.54	1.00	3.05	9.25	129.192	43,189
28	4,901.9	0.51	1.00	3.34	4.75	163.723	25,666
29	5,060.9	0.54	1.00	3.18	4.67	160.937	26,052
30	2,480.9	0.49	1.00	2.34	4.47	58.053	12,224
31	1,615.2	0.64	1.00	5.63	6.24	90.936	11,110
32	1,931.5	0.22	1.00	5.51	14.26	106.426	30,361
<u>Nivel 2</u>							
18	1,029.8	0.61	1.00	9.49	15.07	97.728	17,106
24	2,810.3	0.31	1.00	3.50	6.15	98.364	19,052
25	1,622.0	0.55	1.00	6.64	9.89	107.701	17,682
33	1,128.6	0.14	1.00	1.99	1.91	22.453	2,376
<u>Nivel 3</u>							
22	824.9	0.77	1.00	11.79	17.32	97.256	15,749
23	5,351.1	9.54	1.00	5.98	9.38	319.996	55,328
<u>Nivel 6</u>							
3	1,577.4	0.47	1.00	2.85	7.61	44.956	13,232
4	607.3	0.59	1.00	1.86	7.56	11.296	5,061
Total:	<u>35,177.6</u>	<u>0.49</u>	<u>1.00</u>	<u>4.29</u>	<u>7.59</u>	<u>1,509.017</u>	<u>294,188</u>

Notas: 1) Las leyes de cobre se dan en % y de la plata en Oz/TC.

2) El valor del mineral cubicado es igual a \$ 41.92 por TMS, calculado aplicando la fórmula 2 de la Pág. N° 54

CUADRO N° 2

TAJEOS EXPLOTADOS EN 1970
TONELADAS, ANCHOS DE TAJEADO, LEYES Y CON-
TENIDOS FINOS SEGUN EL MINERAL EXTRAIDO

<u>Block</u>	<u>TMS</u>	<u>Ancho</u> <u>Tajeo</u>	<u>Leyes</u>		<u>Contenidos</u>	
			<u>Cu</u>	<u>Ag</u>	<u>TMS</u> <u>Cu</u>	<u>Oz</u> <u>Ag</u>
<u>Nivel 1</u>						
19	6,492.6	1.69	2.06	2.49	134.024	17,838
28	6,720.2	1.47	2.97	8.42	199.407	62,372
29	7,266.3	1.56	2.07	5.16	150.423	41,298
30	3,622.3	1.58	1.78	4.29	64.401	17,110
31	2,594.6	1.82	4.19	4.77	108.694	13,642
32	2,424.9	1.29	2.19	5.00	53.224	13,377
<u>Nivel 2</u>						
18	1,051.7	1.03	6.61	10.45	69.511	12,113
24	4,225.2	1.59	3.43	4.18	144.761	19,476
25	2,404.8	1.63	2.26	2.77	54.236	7,347
33	2,359.4	2.17	2.24	6.81	52.943	17,713
<u>Nivel 3</u>						
22	1,320.3	1.84	5.65	8.02	74.607	11,673
23	8,352.0	1.72	3.69	5.20	308.010	47,890
<u>Nivel 6</u>						
3	2,670.5	2.35	2.43	9.22	64.958	27,139
4	630.7	1.05	0.37	1.18	2.361	821
Total:	<u>52,135.5</u>	<u>1.63</u>	<u>2.84</u>	<u>5.39</u>	<u>1,481.560</u>	<u>309,809</u>

- Notas: 1) Las leyes de cobre se dan en % y de la plata en Oz/TC.
 2) El valor del mineral extraído es igual a \$ 28.22 por TMS, calculado aplicando la fórmula 2 de la pág. N° 54

parado con el 97 % que representan juntos el cobre y la plata.

En el cuadro N° 2 consignamos los anchos de tajeado obtenidos en el año 1970, donde puede apreciarse gran irregularidad, que es debido principalmente a las características propias que presenta cada tajeo en cuanto se refiere a la naturaleza de la roca encajonante. El promedio fue de 1.63 metros, correspondiente al tajeo 3 del nivel 6, veta San Blas, el mayor ancho con 2.35 metros, y al tajeo 18 del nivel 2, veta San Blas, el menor ancho con 1.03 metros.

La veta San Blas es un yacimiento con potencias de veta que fluctúan entre 5 a 60 centímetros; según esto, y considerando un ancho de explotación de 1.63 metros, el arranque de roca encajonante en la explotación llevada a cabo el año 1970 ha fluctuado entre 1.58 a 1.03 metros de ancho.

Además, el yacimiento tiene la particularidad de tener, en algunas zonas, mineral en la roca encajonante, sea en forma de hilos secundarios o diseminados.

De acuerdo a la definición que hemos dado de recuperación, debemos tener en consideración los contenidos finos tanto de los metales del mineral extraído como los existentes en el yacimiento.

En nuestro caso, consideramos los contenidos finos de los metales del mineral del yacimiento a los calculados según la cubicación, los que a su vez se hacen en base a un an-

cho de tajeado de 1.0 metro.

Para que el cálculo de la recuperación sea válido, se requiere que el ancho de tajeado sea igual a 1.0 metro en aquellos casos en que la roca encajonante tenga mineral involucrado en ella o que el ancho de tajeado sea mayor a 1.0 metro en los casos en que la roca encajonante no tenga mineral involucrado en ella. En el primer caso, si el ancho de tajeado fuera mayor a 1.0 metro, la recuperación sería mayor al real, pues no estarían considerados todos los contenidos finos de los metales del mineral del yacimiento.

Resumiendo, diremos que el cálculo promedio de la recuperación donde se toman en cuenta los contenidos finos de los metales del mineral extraído en el año 1970 y los correspondientes al del yacimiento, tomados en base a la cubicación, serán algo mayores a las reales, por cuanto el ancho de tajeado en todos los casos ha sido mayor a 1.0 metro y en algunos blocks la roca encajonante ha contenido mineral; mientras que los contenidos finos del mineral del yacimiento se han tomado en base a un ancho de tajeado de 1.0 metro.

Recuperación Calculada y Recuperación Efectiva.- Llamamos recuperación calculada, a la obtenida tomando en consideración los contenidos finos de los metales del mineral extraído en el año 1970 con un ancho de tajeado promedio igual a 1.63 metros, y los correspondientes al del yacimiento tomados en base a

CUADRO N° 3

TAJEOS EXPLOTADOS EN 1970

RECUPERACION CALCULADA

<u>Block</u>	<u>Contenidos de Cu</u>		<u>Recup.</u>	<u>Observaciones</u>
	<u>M. Ext.</u>	<u>Cubic.</u>		
<u>Nivel 1</u>				
19	134.024	129.192	103.7 %	En la explotación se encontró un hilo secundario.
28	199.407	163.723	121.8	
29	150.423	160.937	93.5	En la explotación se encontró un hilo secundario.
30	64.401	58.053	110.9	Las cajas han estado mineralizadas.
31	108.694	90.936	119.5	Las cajas han estado mineralizadas.
32	53.224	106.426	50.0	El muestreo no se completó en la Ch. 11 y además hay probable error de muestreo.
<u>Nivel 2</u>				
18	69.511	97.728	71.1	Se encontró otro hilo en la explotación.
24	144.761	98.364	147.2	
25	54.236	107.701	50.4	Probable error de muestreo.
33	52.943	22.453	235.8	
<u>Nivel 3</u>				
22	74.607	97.256	76.7	
23	308.010	319.996	96.3	
<u>Nivel 6</u>				
3	64.958	44.956	144.5	Ambos tajeos están separados por la Ch. 3, en este caso hubo mezcla del mineral y, además, presencia de los finos de la parte alta.
4	2.361	11.296	20.9	
Total:	<u>1.481.560</u>	<u>1.509.017</u>	<u>98.2</u>	

Nota: Los contenidos finos del cobre están expresados en TMS.

CUADRO N° 4

TAJEOS EXPLOTADOS EN 1970
RECUPERACION CALCULADA

<u>Block</u>	<u>Contenidos de Ag</u>		<u>Recup.</u>	<u>Observaciones</u>
	<u>M. Ext.</u>	<u>Cubic.</u>		
<u>Nivel 1</u>				
19	17,838	43,189	41.3 %	
28	62,372	25,666	243.0	En la explotación se encontró un hilo secundario.
29	41,298	26,052	158.5	En la explotación se encontró un hilo secundario.
30	17,110	12,224	140.0	Las cajas han estado mineralizadas.
31	13,642	11,110	122.8	Las cajas han estado mineralizadas.
32	13,377	30,361	44.1	El muestreo no se completó en la Ch. 11, y además hay probable error de muestreo.
<u>Nivel 2</u>				
18	12,113	17,106	70.8	
24	19,476	19,052	102.2	Se encontró otro hilo en la explotación.
25	7,347	17,682	41.6	
33	17,713	2,376	745.5	Probable error de muestreo.
<u>Nivel 3</u>				
22	11,673	15,749	74.1	
23	47,890	55,328	86.6	
<u>Nivel 6</u>				
3	27,139	13,232	205.1	
4	821	5,061	16.2	Ambos tajeos están separados por la Ch. 13, en este caso hubo mezcla del mineral y, además presencia de los finos de la parte alta.
Total:	309,809	294,188	105.3	

Nota: Los contenidos finos de la plata están expresados en onzas.

la cubicación con un ancho de tajeado de 1.0 metro. Tal como digimos anteriormente este valor es algo mayor a la recuperación real.

En los cuadros Nos. 3 y 4 aparecen las recuperaciones calculadas para el cobre y la plata respectivamente. La recuperación calculada para el cobre es de 98.2 % y para la plata de 105.3 %.

Llamamos recuperación efectiva, a la obtenida tentativamente tomando en consideración los contenidos finos de los metales del mineral extraído en el año 1970 con un ancho de tajeado de 1.0 metro y los correspondientes al del yacimiento, tomados en base a la cubicación con un ancho de tajeado también de 1.0 metro.

Tal como se puede apreciar en los cuadros Nos. 3 y 4, todas las recuperaciones mayores al 100 % (excepto en el block 19 del cuadro N° 3), se han debido a la presencia de hilos de mineral secundarios o a que las rocas de caja han estado mineralizadas.

Para calcular la recuperación efectiva, hemos preparado el cuadro N° 5 donde se consideran recuperaciones de 98.2 % para el cobre y 100.0 % para la plata respectivamente, en todos aquellos casos en que los blocks han tenido recuperaciones calculadas mayores a estos valores. De esto resulta, que las recuperaciones efectivas son de 86.8 % para el cobre y 75.4 % para la plata respectivamente.

CUADRO Nº 5

TAJEOS EXPLOTADOS EN 1970

RECUPERACION EFECTIVA

<u>Block</u>	<u>Contenidos de Cu</u>			<u>Contenidos de Ag</u>		
	<u>M. Ext.</u>	<u>Cubic.</u>	<u>Recup.</u>	<u>M. Ext.</u>	<u>Cubic.</u>	<u>Recup.</u>
<u>Nivel 1</u>						
19	126.867	129.192	98.2 %	17,838	43,189	41.3 %
28	160.776	163.723	98.2	25,666	25,666	100.0
29	150.423	160.937	93.5	26,052	26,052	100.0
30	57.008	58.053	98.2	12,224	12,224	100.0
31	89.299	90.936	98.2	11,110	11,110	100.0
32	53.224	106.426	50.0	13,377	30,361	44.1
<u>Nivel 2</u>						
18	69.511	97.728	71.1	12,113	17,106	70.8
24	96.593	98.364	98.2	19,052	19,052	100.0
25	54.236	107.701	50.4	7,347	17,682	41.6
33	22.049	22.453	98.2	2,376	2,376	100.0
<u>Nivel 3</u>						
22	74.607	97.256	76.7	11,673	15,749	74.1
23	308.010	319.996	96.3	47,890	55,328	86.6
<u>Nivel 6</u>						
3	44.147	44.956	98.2	13,232	13,232	100.0
4	2.361	11.296	20.9	821	5,061	16.2
Total:	<u>1,309.111</u>	<u>1,509.017</u>	<u>86.8</u>	<u>220,751</u>	<u>294.188</u>	<u>75.4</u>

Nota: Los contenidos finos del cobre y la plata se expresan en TMS y onzas, respectivamente.

4.1.4. INCIDENCIA ECONOMICA DEL MINERAL PRESENTE EN LAS ROCAS DE CAJA

Nos referimos a aquel mineral que no está considerado en la cubicación, por presentarse en las rocas de caja que se encuentran más allá de 1.0 metro de tajeado.

De acuerdo a los cuadros Nos. 3, 4 y 5 tenemos que los contenidos finos de cobre y plata presentes en estas rocas son:

$$\text{Cobre} = 1,481.560 - 1,309.111 = 172.449 \text{ TMS}$$

$$\text{Plata} = 309,809 - 220,751 = 89,058 \text{ Oz.}$$

Por otra parte, el tonelaje correspondiente a estas rocas de caja sería igual a la diferencia entre el mineral extraído y el cubicado; esto es, $52,135.5 - 35,177.6 = 16,957.9$ TMS. De donde resulta que estas rocas de caja han tenido leyes promedio de: 1.02 % de cobre y 4.77 oz/TC de plata, con un valor por TMS. de \$ 13.82 (calculado con la fórmula 2 de la página N° 55).

Si tomamos en consideración que el costo de producción ha sido de 16.71 \$/TMS en el año 1970 (véase pág. N° 55), obtenemos una pérdida de: $16.71 - 13.82 = 2.89$ \$/TMS. que hace un total de \$ 49,008.33 en las 16,957.9 TMS. de roca de caja extraídas en el año 1970.

5.0. RESERVAS DE MINERAL

El concepto de reservas de mineral que empleamos en el presente estudio, es el que aparece en la Ley General de Minería del Perú, promulgado el 8.6.71 y que a la letra dice: "Se llama Reservas de Mineral de una mina a la suma de mineral probado y probable existente en ella, que sea económicamente explotable".

La determinación de Reservas de Mineral supone considerar los conceptos de mineral probado, mineral probable y mineral económicamente explotable. En la misma Ley, antes mencionada, aparecen también las definiciones de mineral probado y mineral probable, que a la letra dicen:

"Mineral Probado es aquel que como consecuencia de las labores realizadas, de los muestreos obtenidos y de las características geológicas conocidas, prevé riesgo de la discontinuidad", y

"Mineral Probable es aquel cuya continuidad puede inferirse con algún riesgo en base a las características geológicas conocidas de un yacimiento".

Es de hacer notar que toda reserva de mineral es valedera mientras mantenga la condición de su explotabilidad económica, hecho que por otro lado es influenciado por una serie de factores como: volumen, ley, precio de los metales, minado, beneficio, etc., que al sufrir variaciones pueden hacer variar sustancialmente el monto de las reservas.

La determinación de una reserva debe basarse necesariamente en una información que tome en cuenta los análisis de las leyes de los minerales, tonelajes y datos geológicos. La validez de los cálculos de las reservas de mineral depende principalmente de la cantidad y calidad de los datos en que se apoyan.

Además, debe tenerse en cuenta cuál es el ancho de tajeado mínimo que puede ser trabajado con los sistemas de explotación empleados y en segundo lugar, determinar el valor mínimo que debe tener para decidir su explotación.

La determinación de los blocks, con los respectivos resultados de tonelajes y leyes, es en líneas generales similar a todos los métodos en uso y se efectúan después de algunos tanteos, a efectos de lograr valores que permitan calificarlos como reservas; estos tanteos se realizan especialmente cuando los blocks tienen valores próximos a convertirse en submarginales o ganga.

El tonelaje y ley se calculan tomando como base el ensaye de pequeñas muestras, pero hay diferencias entre los cálculos y la realidad. Muy pocos son los casos en que la realidad ha correspondido a los cálculos, lo común es que los cálculos han resultado generalmente mayores.

5.1. CALCULO DE VALORES

Para que un mineral sea económicamente explotable, éste debe satisfacer la condición, necesaria, que su valor sea

mayor a su costo de producción. En el presente capítulo vamos a encontrar la fórmula que nos permita valorar los diferentes blocks de mineral con que cuenta el Asiento Minero de Algamarca, esta valoración, comparada con los costos de producción, nos conducirá a su vez a la determinación de lo que es mineral económicamente explotable o ganga, entendiéndose como ganga a todo aquello que no es económicamente explotable.

Los minerales económicamente recuperables de la cabeza son: cobre, plata y oro, obteniéndose como producto final, en la Planta de Beneficio por Flotación, un concentrado, el mismo que es despachado para su venta

En su forma más simple, el valor de un mineral de Algamarca estaría dado por la fórmula:

$$V = U_1 \cdot Cu + U_2 \cdot Ag + U_3 \cdot Au \quad (1)$$

donde:

V = Valor del mineral en dólares.

U_1 = Valor unitario en dólares por cada por ciento de cobre.

Cu = Ley de cobre en por ciento.

U_2 = Valor unitario en dólares por cada onza de plata por tonelada corta.

Ag = Ley de plata en onzas por tonelada corta.

U_3 = Valor unitario en dólares por cada onza de oro por tonelada corta.

Au = Ley de oro en onzas por tonelada corta.

En la fórmula (1) los datos serían entonces las le

yes de los minerales y las incógnitas los valores de U_1 , U_2 y U_3 , que son los que determinaremos en base a una liquidación provisional de concentrados efectuado por Grace y Cia. (Perú) a favor de la Compañía Minera Algamarca S. A., el 31.12.70.

Las cotizaciones que se consideran, corresponden al promedio aritmético de los meses de enero a julio de 1971; de conformidad a las condiciones de venta, se especifican los siguientes tipos de cotización:

Para el cobre: Mayor producer, FOB Atlantic Seaboard

Para la plata: Handy & Harman.

Para el oro: London Gold Final.

Los otros datos que tomaremos para estos cálculos, serán las leyes promedio, tanto del mineral explotado como del concentrado producido que se han obtenido de enero a agosto de 1971; así mismo, el radio de concentración correspondiente a este período.

Para el cálculo de las deducciones por impurezas, se ha tomado el promedio de leyes de arsénico, antimonio y bismuto correspondiente a 77 lotes de concentrados de la producción de 1970, y que aparecen en los canjes de leyes respectivos.

El tipo de cambio del dólar se ha considerado que es el del dólar certificado, o sea, S/. 38.70.

5.1.1. DETERMINACION DE U_1 , U_2 y U_3

	<u>COBRE</u>	<u>PLATA</u>	<u>ORO</u>
1.- Leyes de concentrado.	28.46 %	53.45 Oz/TC	0.22 Oz/TC
2.- Deducción por resta de un porcentaje	1.30	-	-
3.- Diferencia	27.16	-	-
4.- Deducción por multiplicación por un porcentaje.	-	0.95	0.95
5.- Producto.	-	50.78	0.21
6.- En unidades de peso por tonelada corta.	543 lb.	50.78 Oz.	0.21 Oz.
7.- Cotización	49.055 ¢/lb	164.149 ¢/Oz	39.439 \$/Oz
8.- Deducción fija de la cotización.	3.500	2	-
9.- Cotización neta.	45.555	162.149	39.187
10.- Valores parciales (6x9).	247.36	82.34	8.28
11.- Valor bruto del concentrado (o suma de los valores parciales).			\$ 337.98
12.- Deducciones:			
Impurezas:			
Arsénico = (3.55 - 1.00) x 0.75			1.91
Antimonio = (4.99 - 1.00) x 1.00			3.99
Bismuto = (0.16 - 0.05) x 20 x 0.50			1.10
Otros: Máquina, flete de mar, etc.			54.00
13.- Valor neto del concentrado en \$/TC (11 - 12)			276.98
14.- Valor neto de 1 TM de mineral explotado: 276.98 x 1.10 : 10.63 (radio de concentración)			* 28.66
15.- Valores parciales con deducciones:			

$$U_1.Cu = 28.66 \times 247.36 : 337.98 = 20.98$$

$$U_2.Ag = 28.66 \times 82.34 : 337.98 = 6.98$$

$$U_3.Au = 28.66 \times 8.28 : 337.98 = 0.70$$

16.- Leyes de mineral explotado.

Cu, 2.81 % Ag, 5.37 Oz/TC Au, 0.037 Oz/TC

17.- Valores de:

$$U_1 = 20.98 : 2.81 = 7.47$$

$$U_2 = 6.98 : 5.37 = 1.30$$

$$U_3 = 0.70 : 0.037 = 18.92$$

De donde resulta que:

$$V = 7.47 Cu + 1.30 Ag + 18.92 Au \quad (2)$$

5.2. COSTO DE PRODUCCION

La producción de mineral al costo mínimo es una cuestión de importancia vital para todo el que lleva una mina. Sin conocer los costos, es imposible evaluar una Propiedad Minera, planificar y controlar las operaciones, decidir qué clase de nuevos métodos y tipos de equipo se deben crear y ofrecer soluciones para los muchos problemas que se presentan en la gestión.

Cuanto más preciso sea el método utilizado para el cálculo de costos, tanto más correctas serán las decisiones tomadas por la dirección.

Los costos de funcionamiento de las minas vienen seriamente afectados por otros numerosos factores, a menudo interrelacionados, que están en cambio continuo debido a condiciones geológicas y de otro tipo.

El método de calcular los costos de producción que empleamos, puede estimarse que tiene un margen de error de un 5 % y con una validez de un año a partir del 1º.9.71, y se hace sobre la base de una producción anual de 60,000 toneladas métricas secas de mineral.

En el costo de producción se puede distinguir el costo fijo y el costo variable; se entiende como costo fijo aquel que es constante con independencia de la producción y costo variable cuando varíe en función de la producción.

En lo que se refiere al costo de producción, que es el renglón de mayor importancia, se ha tomado en base a los obtenidos de enero a julio del presente año.

El costo de producción obtenido en el año 1970 resulta de los siguientes conceptos:

Gastos Directos	S/. 17'031,174.77
Gastos Indirectos	6'665,027.35
Gastos Generales	3'383,535.32
Impuestos y Contribuciones.	516,793.51
Leyes Sociales	2'438,714.39
Castigos y Provisiones.	3'559,195.46
Otros	<u>4'440,545.55</u>
Total Gastos para 58,822 TMS de mineral extraído.	S/. 38'034,986.35

<u>Costo de producción:</u>	<u>646.61 S/TMS.</u>
	<u>16.71 \$/TMS.</u>

El costo promedio de explotación ha sido de 166.73 \$/TMS, que representa el 25.8 % del costo total de producción.

Debe tenerse en cuenta que los costos de explotación varían de un tajeo a otro, influyendo en ello factores tales como: Ancho de tajeado, resistencia del mineral, resistencia de la roca encajonante y forma del yacimiento.

Considerando los factores antedichos y para mayor claridad, podemos agrupar en Algamarca dos tipos de tajeos para el método tradicional de explotación que tenemos, éstos son: Tipo A que se trata de un tajeo primordialmente con cajas débiles, donde se obtiene un ancho de tajeado de más de 1.63 metros y las diluciones de leyes son considerablemente altas. Tipo B, por el contrario, tiene cajas bastante consistentes que permiten una explotación con anchos de tajeado sensiblemente menores a 1.63 metros.

Además estamos considerando el tipo BB, que viene a ser casi equivalente al B, con la diferencia de que en los costos de explotación intervienen los renglones de izaje y bombeo.

El renglón "Otros Costos", que aparece más abajo, es igual al costo de producción menos el costo de explotación, y lo hemos estimado igual al del año 1970 más un recargo del 5%

Los costos para estos tres tipos de tajeos son los

siguientes:

<u>TIPO A</u>		
Costo de Explotación		124.38
Perforación	24.91	
Enmaderado	16.93	
Extracción	28.44	
Línea Decauville	0.07	
Tubería	0.10	
Barrenos	12.46	
Repuestos máqui- nas perforadoras	2.61	
Piedras esmeril	0.76	
Carburo	3.92	
Supervisión	5.49	
Varios	28.69	
Otros Costos: (646.61-166.73)x 1.05		<u>503.87</u>
<u>Costo de producción</u>		628.25 \$/TMS
		16.23 \$/TMS

<u>TIPO B</u>		
Costo de Explotación		155.20
Perforación	38.47	
Enmaderado	16.37	
Extracción	33.33	
Línea Decauville	0.04	
Tubería	0.37	
Barrenos	22.05	
Repuestos máquinas perforadoras	5.12	
Piedras esmeril	1.35	
Carburo	3.92	
Supervisión	5.49	
Varios	28.69	
Otros Costos		<u>503.87</u>
Costo de Producción		659.07 \$/TMS
		17.03 \$/TMS

<u>TIPO BB</u>		
Costo de Explotación		348.70

Bombeo e izaje	193.50
Perforación	38.47
Enmaderado	16.37
Extracción	33.33
Línea Decauville	0.04
Tubería	0.37
Barrenos	22.05
Reparación máquinas perforadoras	5.12
Piedras esmeril	1.35
Carburo	3.92
Supervisión	5.49
Varios	28.69
Otros Costos	<u>503.87</u>
<u>Costo de producción</u>	852.57 \$/TMS
	22.03 \$/TMS

En los renglones de operación, línea decauville y tubería se consideran solamente los jornales; los otros gastos aparecen involucrados en la sección varios.

El renglón de extracción varía con las distancias que existen de los tajeos a los echaderos, estas variaciones no se toman en cuenta porque sus fluctuaciones son relativamente pequeñas y no afectan mayormente al costo de producción.

5.3. DETERMINACION DE RESERVAS

La determinación de reservas resulta de la comparación entre el valor del mineral y el costo de producción. Mineral viene a ser todo aquel block que tiene un valor superior al costo de producción; mientras que Desmonte es aquel que tiene un valor inferior al costo de producción.

En el presente estudio estamos considerando un to

CUADRO N° 6
RESERVAS DE MINERAL

Block	TMS	Tipo	Ancho Tajeo	Leyes			Dólares		
				Cu	Ag	Au	Costo Prod.	Valor Min.	Utilidad
<u>Veta Este San Blas</u>									
<u>Nivel 1</u>									
F	1,886.85	B	1.28	2.22	1.15	.0078	17.03	18.23	2,264.22
J	4,514.40	A	1.28	5.23	2.97	.0046	16.23	43.02	120,940.78
<u>Nivel 2</u>									
E	1,886.85	A	1.28	2.22	1.15	.0078	16.23	18.23	3,773.70
K	4,514.40	A	1.28	5.23	2.97	.0046	16.23	43.02	120,940.78
<u>Nivel 3</u>									
L	1,063.53	B	1.28	3.29	3.56	.0031	17.03	29.27	13,017.61
14	13,765.28	B	1.57	2.99	7.25	.0191	17.03	32.13	207,855.73
15	4,887.52	A	1.57	3.31	2.60	.0254	16.23	28.59	60,409.75
16	10,359.80	A	1.58	2.00	2.99	.0018	16.23	18.86	27,246.27
<u>Nivel 4</u>									
S	2,951.10	A	1.45	2.58	1.22	.0027	16.23	20.91	13,811.15
<u>Nivel 5</u>									
13	8,197.03	A	1.60	1.99	7.63	.0500	16.23	25.73	77,871.79
3	2,925.16	A	1.60	1.94	2.63	.0188	16.23	18.27	5,967.33
10	9,176.90	A	1.60	2.12	5.49	.0313	16.23	23.57	67,358.45
1-S	1,609.88	B	1.70	2.74	4.01	.0411	17.03	26.46	15,181.17
<u>Veta Oeste San Blas</u>									
<u>Nivel Q</u>									
H	2,201.31	A	1.67	1.45	4.58	.0359	16.23	17.46	2,707.61
C	1,974.88	A	1.58	1.55	3.92	.0316	16.23	17.28	2,073.62
<u>Nivel 5</u>									
7w	1,747.79	B	1.40	1.77	3.03	.0071	17.03	17.29	454.43
4w	3,792.60	B	1.40	4.34	7.03	.0429	17.03	42.37	96,104.48
5w	4,906.90	B	1.40	2.46	4.16	.0286	17.03	24.33	35,820.37
2w	2,919.19	B	1.40	2.09	4.49	.0357	17.03	22.13	14,887.87
3w	780.78	B	1.40	1.64	4.90	.0357	17.03	19.30	1,772.37

Van: 86,062.15

890,459.48

Vienen: 86,062.15

890,459.48

Veta Descubridora

Nivel 6

A 2,070.33 BB 1.40 4.54 15.71 .0571 22.03 55.41 69,107.62

SUMA:88,132.48

959,567.10

PROMEDIO:

1.50 2.78 4.86 .0295 16.66 27.55

Notas: 1) Las letras "A" y "B" corresponden al método de explotación por "Tajeo Abierto Ascendente con Sosténimiento de Puntales", donde "A" se refiere a tajeos con rocas de caja débiles y "B" a tajeos con rocas de caja consistentes.

2) Las leyes están expresadas así: el cobre en % y la plata y el oro en Oz/TC.

CUADRO N° 7

DESMONTE

<u>Block</u>	<u>TMS</u>	<u>Tipo</u>	<u>Ancho Tajeo</u>	<u>Cu</u>	<u>Leves</u>	<u>Ag</u>	<u>Au</u>	<u>Costo Prod.</u>	<u>Dólares Valor Min.</u>	<u>Pérdida</u>
<u>Veta Este San Blas</u>										
<u>Nivel 4</u>										
R	1,955.52	A	1.57	1.80	0.52	.0012		16.23	14.15	4,067.48
<u>Nivel 5</u>										
14	7,461.72	B	1.40	0.96	5.99	.0143		17.03	15.23	13,431.10
15	17,182.59	B	1.40	0.96	6.04	.0143		17.03	15.29	29,897.71
5	1,607.47	A	1.60	1.27	3.22	.0250		16.23	14.15	3,343.54
12	3,822.00	B	1.40	1.08	4.19	.0215		17.03	13.93	11,848.20
16	7,177.28	B	1.40	0.91	4.51	.0143		17.03	12.93	29,426.85
11	4,832.35	B	1.40	1.15	3.50	.0214		17.03	13.54	16,864.90
<u>Veta Oeste San Blas</u>										
<u>Nivel 1</u>										
B	5,755.78	B	1.58	1.41	2.49	.0126		17.03	14.01	17,382.46
<u>Nivel 4</u>										
N	5,743.08	B	1.64	1.49	2.62	.0048		17.03	14.63	13,783.39
<u>Veta Descubridora</u>										
<u>Nivel 6</u>										
B	3,094.56	BB	1.40	1.54	6.03	.0214		22.03	19.74	7,086.55
SUMA:									<u>58,632.35</u>	<u>147,132.18</u>
PROMEDIO:			<u>1.45</u>	<u>1.14</u>	<u>4.57</u>	<u>.0145</u>		<u>17.25</u>	<u>14.74</u>	

Nota: 1) La letra compuesta "BB" es equivalente a la simple con la diferencia que la primera se refiere a tajeo donde inter vienen los costos de izaje y bombeo.

tal de 31 blocks de las vetas Descubridora y San Blas. Los criterios empleados en esta elección han sido los siguientes:

a.- Que sean blocks íntegros al 31.7.71 y que correspondan a la cubicación para el año 1971.

b.- Que sean susceptibles de emplear otros métodos de explotación, aparte del Tajeo Abierto Ascendente con Sostenimiento de Puntales. Estos otros métodos deben ser: Shrinkage o Corte y Relleno.

Los 31 blocks a los cuales nos estamos refiriendo, pueden apreciarse en las láminas Nos. 6 y 7.

Se hace notar que no se incluyen los blocks de mineral que se involucrarán en la cubicación para el año 1972, es decir, aquellos que se han encontrado en el año 1971.

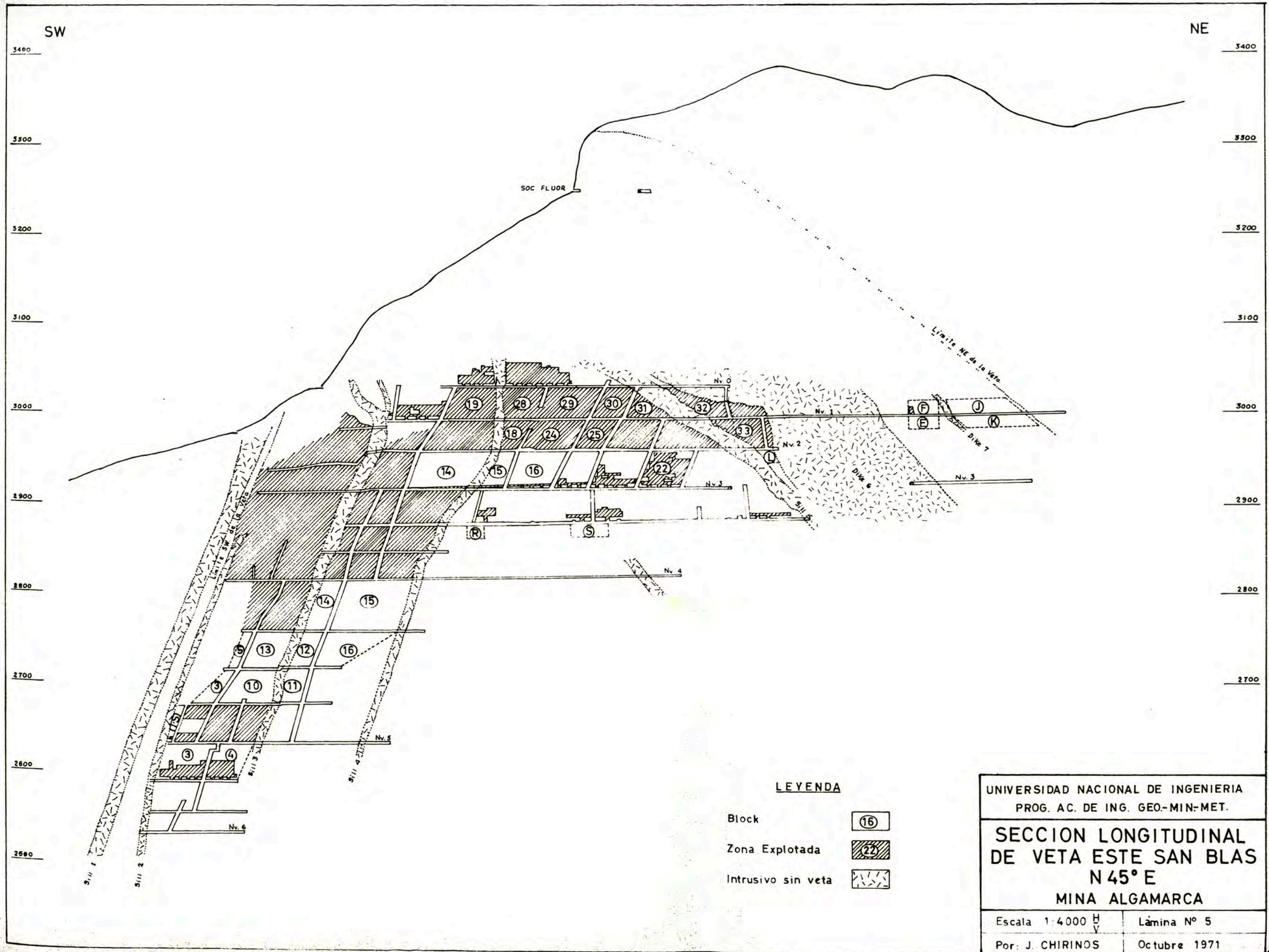
En el cuadro N° 6, aparecen un total de 21 blocks calificados como mineral y en el cuadro N° 7, 10 blocks calificados como desmante.

Resumiendo se tiene:

<u>Block</u>	<u>TMS</u>	<u>Ancho Expl.</u>	<u>Cu</u>	<u>Leves</u>		<u>Au</u>	<u>Costo Prod.</u>	<u>Dólares</u>	
				<u>Ag</u>	<u>Au</u>			<u>Valor x TM</u>	<u>Utilidad</u>
Mineral 21	88,132.48	1.50	2.78	4.86	.0295	16.16	27.55	+959,567.10	
Desmante 10	58,832.35	1.45	1.14	4.57	.0145	17.25	14.74	-147,132.18	

Los valores por tonelada métrica son los promedios pesados, pero, aplicando la fórmula de valores, éstos serían 27.65 \$/TMS.

PLANO 03

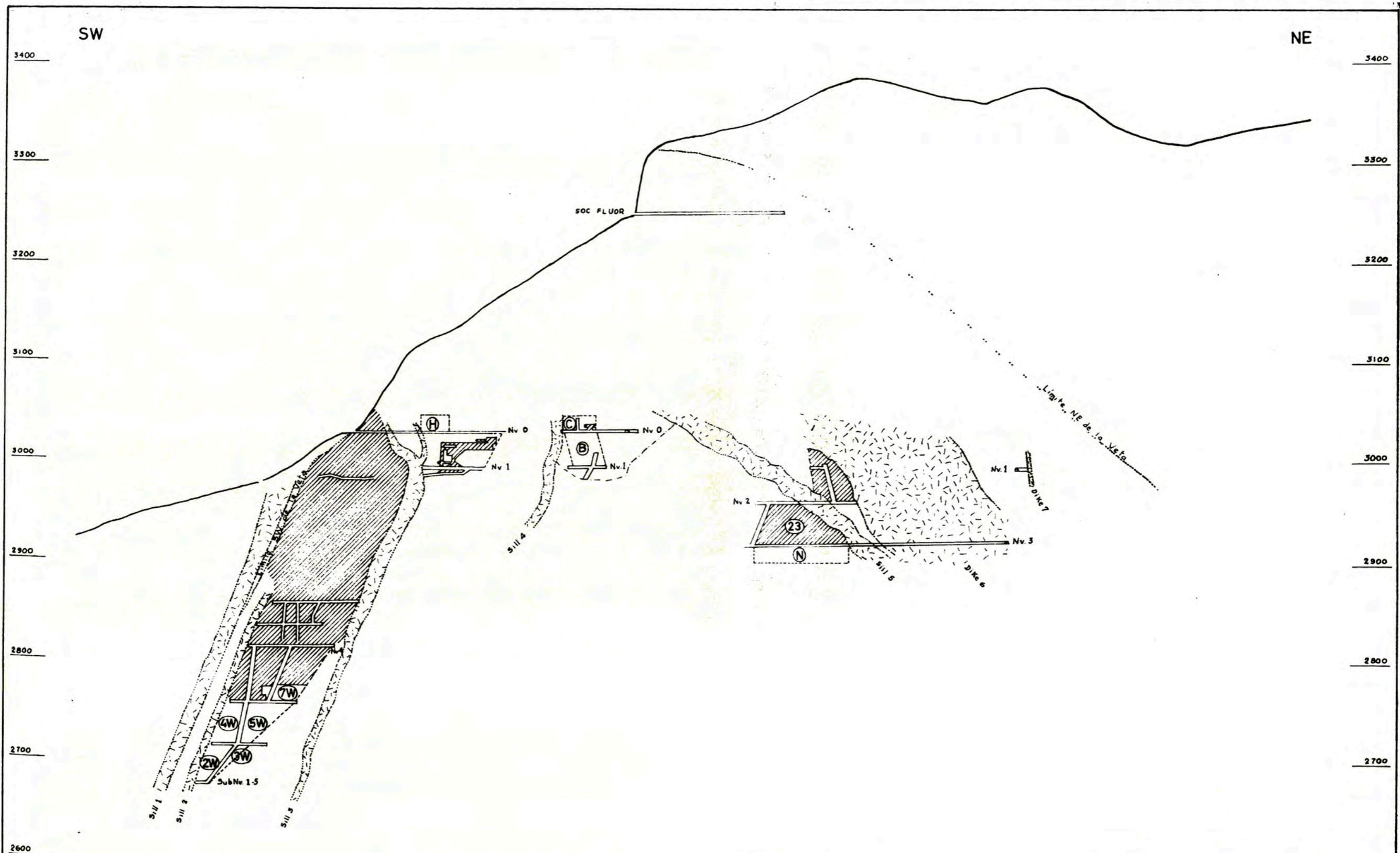


LEYENDA

Block	
Zona Explotada	
Intrusivo sin veta	

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA PROG. AC. DE ING. GEO-MIN-MET.	
SECCION LONGITUDINAL DE VETA ESTE SAN BLAS N 45° E MINA ALGAMARCA	
Escala 1:4000 $\frac{H}{V}$	Lamina N° 5
Por: J. CHIRINOS	Octubre 1971

PLANO 04



LEYENDA

- Block 4W
- Zona Explotada 23
- Intrusivo sin veta [stippled pattern]

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA PROG. AC. DE ING. GEO-MIN-MET.	
SECCION LONGITUDINAL DE VETA OESTE SAN BLAS N 45° E MINA ALGAMARCA	
Escala 1:4000 $\frac{H}{V}$	Lamina N° 6
Por J. CHIRINOS	Octubre 1971

PLANO 05

SW

NE

3400

3400

3300

3300

3200

3200

3100

3100

3000

3000

2900

2900

2800

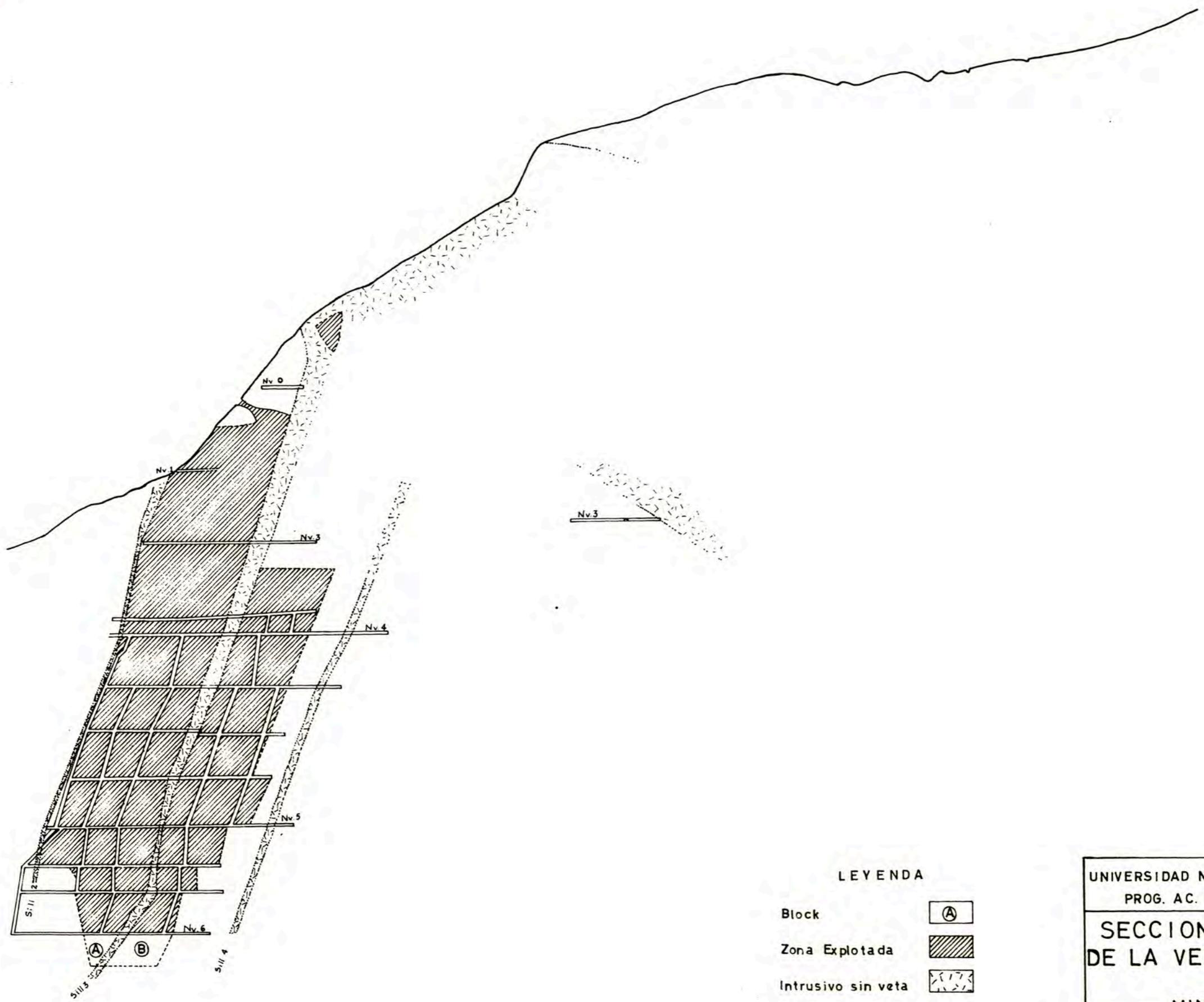
2800

2700

2700

2600

2500



LEYENDA

- Block A
- Zona Explotada
- Intrusivo sin veta

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA PROG. AC. DE ING. GEO-MIN-MET.	
SECCION LONGITUDINAL DE LA VETA DESCUBRIDORA N 45° E MINA ALGAMARCA	
Escala 1:4000 $\frac{H}{V}$	Lámina N° 7
Por: J. CHIRINOS	Octubre 1971

6.0. DISCUSION AL CALCULO DE RESERVAS

Consideramos como alternativas, para que ciertos blocks de mineral que han sido d esechados de las reservas puedan llegar a convertirse en tales, las siguientes variaciones:

- a.- Incremento del valor del mineral
- b.- Reducci n del costo de producci n y
- c.- Combinaci n de los puntos anteriores

Estas variaciones pueden conseguirse cambiando el m todo de explotaci n, seg n sus propiedades m s importantes.

El incremento del valor del mineral puede lograrse reduciendo el ancho de tajeado, en el caso de Algamarca, a mayor reducci n habr  mayor incremento del valor del mineral, puesto que el ancho de veta promedio es de s lo 35 cent metros y cualquier mayor ancho que se obtenga en la explotaci n est  constituido fundamentalmente por desmonte, lo que a su vez da lugar a grandes diluciones de leyes y finalmente a bajos valores del mineral extra do.

6.1. PROPIEDADES DEL YACIMIENTO DE ALGAMARCA

Stoces se ala en total 17 propiedades, de las cuales las ocho primeras considera las de mayor importancia; vamos a describirlas ordenadas de acuerdo a su importancia y refiri ndolas al yacimiento de Algamarca:

- a.- Forma del yacimiento: El yacimiento es de forma

tabular, formado por diversas fracturas de tensión y que éstas, a su vez, han sido formadas por esfuerzos regionales de compresión, habiéndose desarrollado la mineralización en cuarcitas, escasas veces en pizarras y lutitas y, otras veces en roca intrusiva que ha rellenado la fractura original en cuarcitas.

b.- Magnitud: Su desarrollo vertical alcanza hasta 500 metros y horizontalmente hasta 840 metros (en el nivel 1), de los cuales 190 metros son diques y sills estériles.

c.- Extensión Superficial: Aflora superficialmente a lo largo de 200 metros en la veta Descubridora y 130 metros en la veta San Blas.

d.- Potencia: La potencia promedio es de 35 centímetros. Esta característica del yacimiento tiene gran influencia sobre la elección del método de explotación.

e.- Buzamiento: El yacimiento es de fuerte buzamiento, entre 60° a 85° . Juntamente con la potencia, la firmeza del mineral y la roca encajonante tienen la máxima influencia sobre el método de explotación.

f.- Naturaleza del Relleno del Yacimiento: El relleno del yacimiento está constituido principalmente por piritita, chalcopiritita y tetraedrita. La dureza y resistencia van de altas a bajas. Podríamos agrupar la naturaleza del relleno en los siguientes tipos:

- 1) Relleno firme: constituido por mineral masivo en cajas de cuarcita.
- 2) Relleno medianamente firme: constituido por mineral no masivo, relleno de fracturas y geodas.
- 3) Relleno no firme: constituido por mineral diseminado en panizo y generalmente en cajas de roca intrusiva.

g.- Propiedades y, especialmente, Resistencia de las Cajas del techo: Las cajas del techo del yacimiento están constituidas por:

- 1) Caja Techo firme: constituido por cuarcitas.
- 2) Caja Techo medianamente firme: constituido por pizarras y lutitas.
- 3) Caja Techo no firme: constituido por roca intrusiva con alteración hidrotermal.

h.- Profundidad del Yacimiento, es decir, aquella a que se encuentra: El yacimiento aflora en superficie y en profundidad alcanza 500 metros, no existiendo discontinuidad.

i.- Constancia o Inconstancia del Criadero: El yacimiento se encuentra interrumpido sólo localmente por los sills y diques, pero a lo largo de la fractura persiste la mineralización.

j.- Distribución de los Elementos Valiosos dentro del Yacimiento: Los segmentos de alto contenido mineral, se encuentran en las zonas periféricas de los paquetes de cuar-

citadas del anticlinal y gradan progresivamente a una zona de bajo contenido mineral en la parte central del anticlinal. Además existen otros controles que pueden verse en el capítulo correspondiente a Geología económica (páginas 23 y 24).

k.- Precio del Mineral: El yacimiento es productor de minerales de cobre, plata y oro (este último en muy pequeña escala); todos estos metales tienen ahora precios atractivos. Esta condición hace posible la explotación de muchos blocks con anchos de tajeado mayores a 1.0 metro, pero, para los casos en que las leyes son bajas, resulta antieconómico, siendo entonces necesario elegir un método de explotación adecuado que permita obtener mineral con el mayor valor posible o a un costo suficientemente bajo que lo haga económicamente explotable. También debe tenerse en cuenta las variaciones del precio para determinar periódicamente las reservas reales existentes.

l.- Situación del Yacimiento respecto a Otros: Algamarca es un yacimiento aislado en la zona, pero en las actuales circunstancias este factor no es muy importante puesto que sus provisiones y servicios están plenamente establecidos y funcionan con bastante normalidad.

m.- Situación de los Piques, Cruceros y Galerías: El desarrollo minero solamente está constituido en la actualidad de galerías. Existe un pique (Pique N° 2), pero que no influye mayormente en la explotación, pues está ubicado en

una zona prácticamente agotada. Los cruceros que existen corresponden a zonas agotadas, pero que en el futuro deben tenerse en cuenta, si es que la exploración de la veta Descubridora en su extremo NE da resultados favorables.

n.- Posibilidades de Suministro de Madera, su Clase y Precio: En la zona existe madera de eucalipto (*Eucalyptus Globulus*), siendo el suministro satisfactorio. Consideramos que es de buena calidad y su precio bajo.

o.- Posibilidades de Suministro de Otros Materiales de Sostenimiento: No existen posibilidades convenientes de suministro de otros materiales de sostenimiento, aparte de la madera de eucalipto antes descrita.

p.- Posibilidades de Suministro, Clase, Calidad y Precio del Relleno: Los tipos de relleno con los que puede contarse son los siguientes, ordenados de acuerdo a su abundancia:

- 1) Proveniente de desarrollos y
- 2) Relleno superficial.

En cuanto al costo de relleno diremos que el más caro y difícil de conseguir es el superficial.

q.- Cantidad de Personal Necesario, su Capacidad Física e Intelectual: Existe personal en cantidad suficiente para los requerimientos de los trabajos mineros, pero su capacidad física e intelectual dejan algo que desear; estimamos que dentro de 2 años sea resuelto, en gran parte, es-

te problema.

6.2. ELECCION DE METODOS DE EXPLOTACION

El método único que se emplea actualmente no satisface, por sí solo, todos los requerimientos técnico-económicos que hagan más rentable la operación, no obstante que su costo de explotación es uno de los más bajos.

Encontramos que una de las mayores deficiencias, es que el ancho promedio de tajeado, de 1.63 metros, es considerablemente muy alto comparado con el ancho de tajeado calculado en la cubicación de 1.00 metro; esto da lugar a que el valor del mineral también varíe considerablemente.

Así vemos como el valor del mineral cubicado baja de 41.92 \$/TMS á 28.22 \$/TMS para el mineral extraído (véanse páginas 40 y 41), lo que representa una disminución notable del valor del 32.7 %.

Puede asumirse que ésta es una de las razones principales para que en el cálculo de reservas del capítulo anterior, de un total de 31 blocks, 10 hayan resultado eliminados, es decir el 24.3 %.

Los métodos de explotación más indicados, para ser aplicados a los yacimientos en filones, de poca potencia y de buzamiento muy fuerte son, según Stoces y arreglado por nosotros, los siguientes:

a.- Almacenamiento Provisional o "Shrinkage".

b.- Tajeo Abierto Ascendente con Sostenimiento de Puntales.

c.- Tajeo Abierto Descendente.

d.- Corte y Relleno y

e.- Conjunto de Cuadros o "Square Set".

Esta clasificación es válida sólo para explotar yacimientos de filones angostos, con minerales valiosos, y que por ello requieren una recuperación buena y que además exista continuidad en la mineralización y donde no sean necesarios dejar puentes.

Además, se ha ordenado sucesivamente de acuerdo a los costos, siendo los primeros más baratos que los siguientes.

Tomando en consideración esta relación y las propiedades del yacimiento de Algamarca, llegamos a la conclusión que los métodos más adecuados serían:

a.- Almacenamiento Provisional o "Shrinkage" y

b.- Corte y Relleno.

Al primero vamos a llamarlo en adelante solamente "Shrinkage", por ser este nombre más divulgado en nuestro medio.

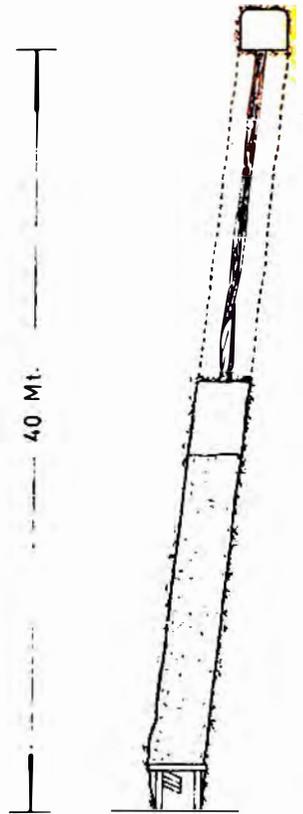
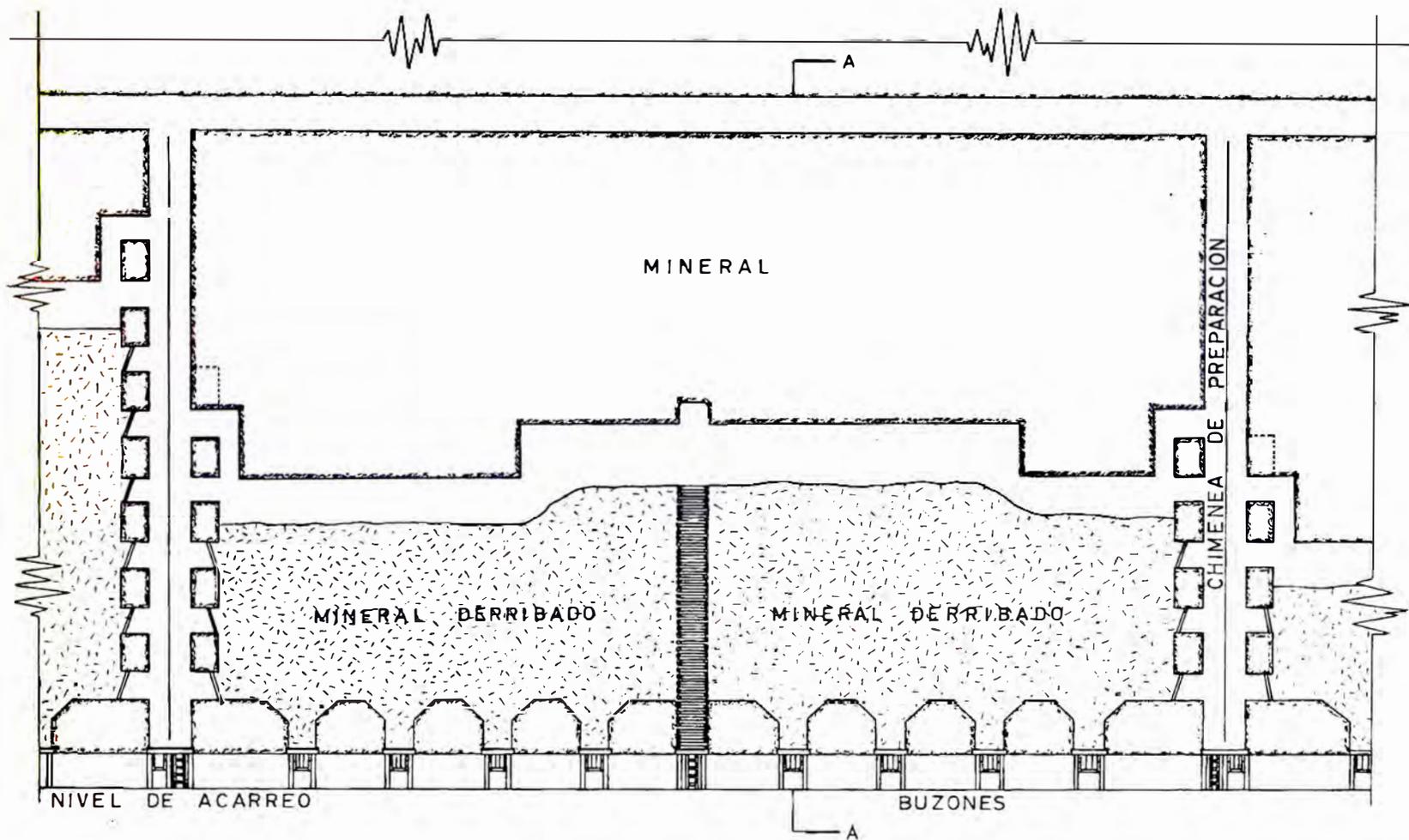
El método Shrinkage es muy similar al de Tajeo Abierto Ascendente con Sostenimiento de Puntales. Las diferencias fundamentales estriban en que en el método Shrinkage no

se preparan plataformas para la perforación ya que parte del mineral arrancado sirve para este objeto; además, sólo se puede disponer del 26 al 40 % del mineral arrancado mientras dure la explotación del tajeo; y, finalmente, el ancho de tajeado con este método es menor que con el de Tajeo Abierto Ascendente con Sostenimiento de Puntales. Desde el punto de vista económico, la ventaja de este método sobre el que se está empleando radica en que el ancho de tajeado es menor (lámina N° 8).

El método de Corte y Relleno, que también lo proponemos, es un método para hacer un minado altamente selectivo, ya que se aplica el sircado, donde se trata de extraer el mineral con el mayor grado de leyes posibles.

En la explotación propiamente dicha, deben hacerse dos disparos, siendo uno de ellos el mineral para sacar un ancho de 50 centímetros y, el otro, en las cajas para conseguir desmonte. Este desmonte debe quedar como relleno y en cantidad suficiente para el espacio abierto por la explotación, cuidando dejar el espacio suficiente para la movilización del personal y realización de la perforación.

Como no se tiene relleno transportado disponible, éste debe conseguirse del mismo tajeo, para lo cual es necesario determinar el ancho de tajeado. El cálculo se hace tomando en consideración que el incremento de volumen del mineral o desmonte arrancado es 35 % mayor al primitivo, o in-situ; de a-



60 Mt
SECCION LONGITUDINAL

SECCION A-A'

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 PROG. AC. DE ING. GEO-MIN-MET

ESQUEMA DE UN TAJEO POR
 EL METODO DE SHRINKAGE
 MINA ALGAMARCA

Por: J. CHIRINOS M

LAMINA Nº 8

Octubre 1971

cuerdo a esto tendremos: (véase lámina N° 9).

$$1.35 x = x + 0.50$$

$$x = 1.43$$

De donde resulta que el ancho de tajeado sería: $1.43 + 0.50 = 1.93$ metros.

6.3. METODO DE SHRINKAGE

La aplicación de este método es posible cuando la formación mineralizada a explotar, presenta ciertas condiciones que la técnica exige como mínimas, estas condiciones son las siguientes:

1.- Regularidad de la veta, es decir, la no presentación de cambios bruscos de buzamiento en su extensión. Esto permitirá un normal descanso del mineral arrancado.

2.- Roca de caja que no se desprenda con suma facilidad para evitar la dilución.

3.- Alto buzamiento para permitir un resbalamiento natural del mineral arrancado.

4.- Potencias mínimas, susceptibles de ser explotables económicamente, ya que la dificultad que presenta el escogido dentro del tajeo, obliga a hacer frente a una alta dilución.

5.- Límites bien definidos de la veta, es decir que mayormente no se encuentran ramificaciones ni remplazamientos económicos en las cajas.

6.- Ausencia de minerales arcillosos, capaces de aglomerar la masa e impedir la libre caída del mineral.

7.- Existencia de minerales poco quebradizos para evitar pérdidas por finos.

8.- Existencia de minerales poco oxidables, de lo contrario se tendría que afrontar varios problemas por la oxidación en el proceso de concentración.

9.- La no ubicación de las labores bajo zonas que un posterior hundimiento tendría repercusión catastrófica para el lugar, ya que el método permite dejar vacíos sin necesidad de relleno para su sostenimiento.

6.3.1. TRABAJOS PREPARATORIOS

Los trabajos preparatorios se hacen en base a dos galerías sobre veta, situadas a diferente nivel con una separación de 40 metros. La galería inferior inicialmente sirve como vía de acarreo, posteriormente presta servicios de ventilación. La galería superior permite ventilar la labor planeada y como medio de acceso a la labor cuando ésta se encuentra en su fase final de arranque.

Los trabajos preparatorios que son realizados antes de iniciarse la explotación propiamente dicha son los siguientes:

Chimenea de Preparación.- Chimenea de dos compartimentos (echa

dero y camino) que se desarrolla en base a "puntales de línea", usándose madera de eucalipto de 8" de diámetro. Estas chimeneas son completamente terminadas y equipadas antes de empezar o tra fase de preparación, es decir, están provistas con escaleras descansos, tubería, etc.

El objeto que tiene este trabajo inicialmente es la exploración, permitiendo el reconocimiento por medio del muestreo y medidas de potencia, a lo largo de todo su recorrido. También permite determinar las condiciones de las cajas.

Finalmente entra a formar parte del circuito de ventilación para el tajeo, recogiendo el flujo de aire proveniente de la labor una vez iniciada la explotación. Cuando la explotación se encuentra en su fase final, por razones de comodidad, esta chimenea se emplea como medio de acceso y transporte, lográndose así facilitar las operaciones.

Chimenea Central.- Como su nombre lo indica, esta chimenea se construirá en el centro del block a explotar, siguiendo el buzamiento de la veta o con una dirección inclinada respecto a este buzamiento.

Servirá como cara libre inicial para el arranque de un corte, cumpliendo este función todo el tiempo hasta que termine la explotación del block. Será incluido con otros chutes al sistema de descarga de las cámaras o tajeos.

Chutes.- Se construyen espaciados sistemáticamente, según los

diversos casos. El espaciamiento entre chutes es de 5.0 a 6.0 metros, dejando pilares de 2.5 a 3.0 metros, lo que da como resultado que se practiquen aberturas de 2.0 metros, medidos según el rumbo de la veta.

Lo ideal es que se practiquen aberturas similares, con el objeto de estandarizar las dimensiones de la madera empleada, pero esto es casi imposible por circunstancias que están fuera del alcance de la voluntad.

A medida que se van completando las aberturas, muchas no se puede simultáneamente ir enmaderando, por las interferencias que se presentan al limpiar y transportar el mineral arrancado, por eso se prefiere terminar con las aberturas para comenzar con la etapa de enmaderado.

El armazón de madera, de construcción sencilla y eficiente, está sólidamente estabilizado en base a 4 elementos de sostenimiento cuyas características son:

a.- 2 postes de eucalipto de 8" de diámetro por 4.0 metros que servirán como elementos de apoyo de las ranflas del chute, de las quijadas, compuerta y de las longarinas colocadas de caja a caja.

b.- 2 longarinas de 8" de diámetro, colocadas de caja a caja, llevando un destaje donde se apoyan los postes anteriormente mencionados. Estas longarinas sirven como apoyo de la ranfla y del entablado superior para cubrir el resto de

la abertura hecha.

En conjunto, los postes y longarinas son la base del sostenimiento del mineral que se almacena sobre ellos.

Sub-nivel.- Construidos los chutes, se está en condiciones de hacer el Subnivel que abarcará la longitud a signada al block.

Un trabajo inicial es la preparación del andamia je en una de las chimeneas laterales que sirve como base pa ra la perforación y comenzar el arranque. Este Sub-nivel se hace de 2.0 a 2.5 metros sobre el techo de la galería principal inferior y el trazo de perforación usado es el mismo que para frontones en galerías, la diferencia estriba en las dimensiones, ya que en estas circunstancias el frente de a taque es de 0.80 a 1.20 metros de ancho por 2.0 a 2.5 metros de altura. En el desarrollo se va comunicando con cada uno de los chutes construidos, los que servirán como medios de descarga del mineral arrancado. Si se tiene necesidad de ha cer preparaciones rápidas y se cuenta con el personal necesario, este sub-nivel se puede construir con dos frentes de arranque, avanzando hacia el centro desde las chimeneas laterales.

Se ha optado una altura mínima de 2.0 metros, dada la posibilidad de realizar la perforación en el arranque normal del tajeo con máquinas de avance vertical. Esta altu ra, además, permite un libre desplazamiento del personal y

equipo necesarios.

Conos.- Una vez terminado el sub-nivel y los chutes, se procede a dar la forma de conos a estos últimos. Esto se realiza en dos etapas. En la primera se dispara a partir del sub-nivel hasta conseguir la forma de un embudo achatado y en la segunda se ensancha el sub-nivel lo estrictamente necesario.

6.3.2. SECUENCIA Y CARACTERISTICAS DEL LABOREO

Perforación.- Se realizará empleando dos métodos generales:

- a.- Con perforadoras de avance horizontal (jack-leg)
- b.- Con perforadoras de avance vertical (stoper), y según los trazos: ZIG-ZAG y en Triángulo, ya descritos anteriormente (véanse páginas 36 y 37).

Voladura.- El explosivo a usarse es básicamente la dinamita, debiendo emplear para tal fin cartuchos de 65 % de potencia. La longitud de la guía a utilizarse varía según la calidad de ésta, así como la longitud de los taladros perforados.

Una de las características fundamentales de este método es indudablemente la posibilidad de realizar voladuras de gran cantidad de taladros por tanda, con el objeto de elevar el rendimiento por tonelada métrica, frente a estas magnitudes no se puede pensar en el chispeo guía por guía porque resultaría altamente peligroso. Para el efecto se haría imprescindible el uso de los conectores para lograr un encen

dido en serie con sólo encender el extremo más cercano a la cara libre del corte a efectuarse. Esta operación resulta sumamente sencilla y desprovista de peligro.

Los cortes se hacen desde la chimenea central hacia las laterales, con el objeto de aprovechar la cara libre que ofrece la primera de las nombradas.

Chuteo.- El normal desarrollo de este método exige que se realicen descargas sistemáticas y organizadas, debido a la necesidad de espacio dentro del tajeo que permita una libre movilización del personal y realización de la operación de perforación. De no sistematizar estas descargas, el vacío o espacio de trabajo se reducirá en cada disparo, debido a la propiedad de esponjamiento que sufre el mineral al ser arrancado. La práctica ha demostrado que el incremento de volumen es aproximadamente el 35 % del volumen inicial, variando según el tamaño de los fragmentos arrancados, lo que lógicamente dependerá de la dureza, distribución de ta-ladros, explosivo usado, etc.

La irregularidad del terreno, así como apreciables cambios de buzamiento de la veta y apelmazamiento del mineral impiden la fluidez requerida para una perfecta descarga, originando muchas veces enormes vacíos sobre el piso de la labor, fenómeno que se denomina "acampanado" y que constituye un grave peligro de no ser detectado.

Los siguientes son los puntos a tenerse muy en

consideración en el vaciado del mineral:

a.- El vaciado del exceso de mineral se hará antes de perforar. Si el chute está atracado no es excusa para vaciar el otro chute, la única solución es desatracarlo.

b.- Se debe vaciar mineral de cada chute solamente en cantidad de carros que el cálculo indique para lograr un mayor control y una altura necesaria para el mineral arrancado en el tajeo.

c.- Se debe controlar el descenso del piso correspondiente al chute en descarga para detectar los "encampones".

Preparación del Campo.- Es la operación tendiente a lograr una horizontalidad en el piso formado por el mineral arrancado y su finalidad es la de ofrecer mayor facilidad en las operaciones que realice el perforista, así como, permitir un fácil tránsito.

6.3.3. ANCHO DE TAJEADO Y RECUPERACION

El ancho de tajeado depende fundamentalmente de la naturaleza de la roca encajonante. Con el método de Tajeo Abierto Ascendente con Sostenimiento de Puntales se tiene un ancho promedio de 1.63 metros; estimamos que con el método de Shrinkage este ancho debe ser menor por las siguientes razones:

a.- No es necesario poner puntales en el tajeo mien

tras dure la explotación. Para poner puntales se requiere hacer "patillas" en las cajas, produciendo esta operación caída de desmonte.

b.- El mineral que queda almacenado en el tajeo, en la etapa de explotación, sirve además de piso para la perforación, como sostenimiento de las cajas, evitando así desprendimiento de desmonte.

Para los blocks donde sugerimos el empleo de este método de explotación, estimamos que el ancho de tajeado promedio debe ser igual a 1.28 metros.

En lo que se refiere a la recuperación, consideramos que debe ser similar al conseguido con el método de Tajeo Abierto Ascendente con Sostenimiento de Puntales, o sea, de 98.2 % para el cobre y 105.3 % para la plata. Con este método de explotación también ocurre la extracción de mineral presente en la roca encajonante y que no es previsto en la cubicación.

Para los cálculos de reservas, consideramos recuperaciones de 100 % para el cobre, plata y oro respectivamente.

6.3.4. COSTO DE PRODUCCION

El estimado del costo de explotación para este método se ha hecho tomando como referencia los costos del método de Tajeo Abierto Ascendente con Sostenimiento de Puntales, correspondientes al tipo B (véase página 57). El único ajuste

que se ha efectuado es el correspondiente al de enmaderado; teniendo en consideración que no son necesarias las plataformas para perforación, se ha estimado este renglón como equivalente al 20 % del correspondiente al tipo B. Consideramos también el tipo CC, donde intervienen los renglones de izaje y bombeo. Sin embargo debe aclararse que finalmente estos costos de producción estimados resultarían ligeramente más altos por cuanto el ancho de explotación es algo menor con este método de explotación.

El cálculo del costo de producción está basado sobre una producción anual de 60,000 toneladas de mineral, por lo tanto, consideramos que "Otros costos" permanece igual a S/. 503.87; también debe aclararse que este renglón resultaría en la práctica ligeramente más alto por el aumento del costo de beneficio y transporte de concentrado a causa de la mayor ley de cabeza.

Costo de Explotación		S/ 142.10
Perforación	S/ 38.47	
Enmaderado: 16.37 x 0.20	3.27	
Extracción	33.33	
Línea Decauville	0.04	
Tubería	0.37	
Barrenos	22.05	
Repuestos máquinas perforadoras	5.12	
Piedras esmeril	1.35	
Carburo	3.92	
Supervisión	5.49	
Varios	28.69	
Otros Costos		<u>503.87</u>
<u>Costo de Producción</u>		S/ 645.97 por TMS
		\$ 16.69 por TMS

En los renglones de extracción, línea decauville y tubería, se consideran solamente jornales, los otros gastos aparecen involucrados en la sección varios.

El renglón de extracción varía con las distancias que existen de los tajeos a los echaderos, estas variaciones no se toman en cuenta porque sus fluctuaciones son relativamente pequeñas y no afectan mayormente al costo de producción.

6.4. METODO DE CORTE Y RELLENO

La aplicación de este método es posible, fundamentalmente, porque permite efectuar un minado selectivo; además, es conveniente su aplicación donde las rocas de caja son fracturadas y de poca consistencia; lo mismo puede ocurrir con la veta, pero en menor intensidad.

Las vetas de Algamarca se limitan a una angosta estructura de potencia variable entre 5 y 60 centímetros, con leyes altas, pero algunos blocks no soportan diluciones al trabajar el tajeo con un ancho de tajeado mayor a 1.00 metro.

El método permite seguir ramificaciones que merezcan ser explotadas, como ocurre algunas veces en las vetas San Blas y Descubridora.

6.4.1. TRABAJOS PREPARATORIOS

Chimenea de Preparación.- Esta chimenea se hace siguiendo la veta, con un frente de trabajo de

3.0 x 2.0 metros, espacio suficiente que nos asegura la construcción de camino y echadero. El maderamen usado, lo constituyen básicamente los puntales en línea con un entablado.

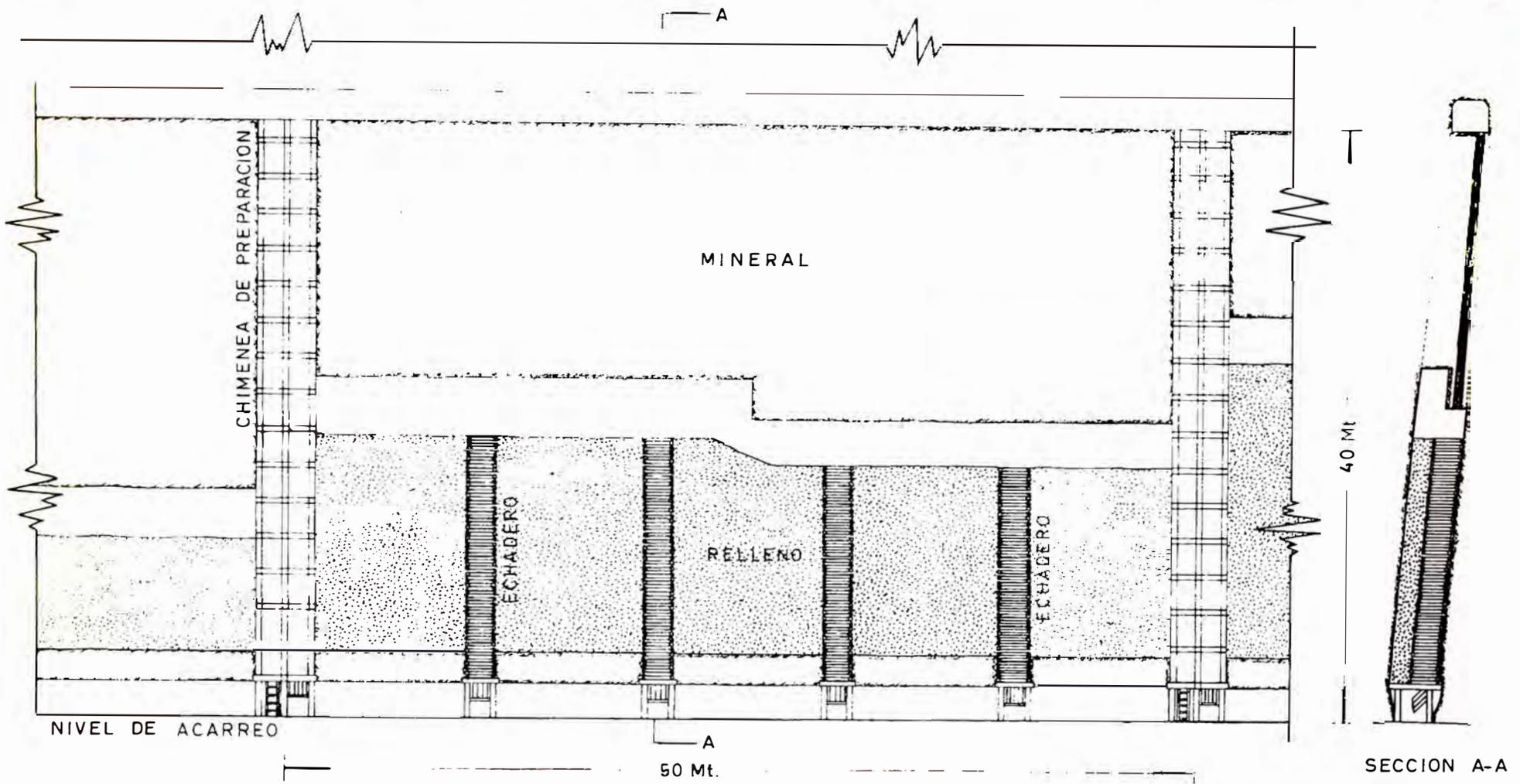
Inicialmente esta chimenea sirve como vía de exploración y reconocimiento de la veta, posteriormente, sirve de acceso y, finalmente, forma parte del sistema de ventilación que alimenta de aire al tajeo.

Echaderos.- Constituyen obras de fundamental importancia durante el curso de la explotación y son dejados en los rellenos a medida que ésta avanza, con el fin de evacuar los minerales arrancados. El número de estos echaderos por tajeo es variable, dependiendo de la distancia que debe haber entre ellos. Consideramos que esta distancia debe ser de 7 metros como máximo de centro a centro, de manera que el palaneo (lampeo) del mineral, que es manual, no sea una operación muy costosa.

Los echaderos deben ser construidos empleando la técnica del encribado, usando para tal fin madera preparada con espigas. La sucesión de madera forma una pared continua que resiste el empuje del relleno y el desgaste que produce la abrasión del mineral.

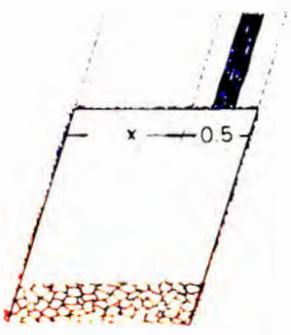
La sección del echadero debe ser cuadrada, de 1.0 x 1.0 metro.

Sub-nivel.- Este elemento de preparación se construye a par-



SECCION A-A

SECCION LONGITUDINAL



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 PROG. AC. DE ING. GEO-MIN-MET

ESQUEMA DE UN TAJEO
 POR CORTE Y RELLENO

MINA ALGAMARCA

Por: J. CHIRINOS M.

LAMINA Nº 9
 Octubre 1971

tir de una de las chimeneas laterales del block, o de ambos simultáneamente, siguiendo en dirección del flanco opuesto. Se hará con un frente de ataque de 1.5 x 2.0 metros, con un trazo propio de galerías adaptado a las condiciones del terreno. Se ubica de 2.0 a 3.0 metros sobre el techo de la galería principal inferior. Sirve para iniciar el arranque normal y crea una cara libre favorable a los disparos.

6.4.2. SECUENCIA Y CARACTERISTICAS DEL LABOREO

Todo método de explotación induce a un ciclo de operaciones que modulan el ritmo de explotación. En algunos casos estas operaciones son más numerosas que en otros, haciendo que un método tenga bajos rendimientos y costos elevados, mientras más complejo sea el ciclo. En este método la secuencia de operaciones son:

Perforación.- La perforación en este método que es selectivo se hace en dos etapas. Se puede hacer en primer lugar sobre las cajas y luego sobre el mineral; según lo que sea más blando. La perforación puede hacerse con perforadoras de avance vertical u horizontal.

A fin de facilitar el escogido del mineral y lograr un piso más o menos uniforme, debe procurarse un trazo de perforación que no produzca "bancos" muy grandes.

El trazo para un disparo varía fundamentalmente con el ancho que se desea arrancar, el que a su vez depende

de la potencia que muestre la veta. En tales condiciones puede emplearse el trazo en ZIG-ZAG para terrenos blandos y el trazo en Triángulo para terrenos duros, con taladros paralelos; sea en dirección del rumbo de la veta si se emplea máquinas jack-leg, o paralelos a las chimeneas si se emplea las máquinas stoper.

Voladura.- La voladura se hará con dinamita de 65 % de potencia. Durante esta fase de la operación, el desmonte no debe dispersarse demasiado ni dañar el encribado de los echaderos; es recomendable que quede concentrado para que se pueda remover con facilidad.

Entablado del Piso.- Debe efectuarse antes de arrancar el mineral, con el objeto de obtener una superficie lisa que nos facilita la tarea del escogido del mineral, limpieza de éste y evitar mezclas con el relleno.

Desquinche.- En el caso de que el producto arrancado de las cajas no sea suficiente, en cantidad, para rellenar la cavidad explotada, debe procederse a desquinchar para completar el relleno, cuidando siempre de dejar el espacio suficiente para la movilización del personal y realización de la perforación.

Limpieza.- La limpieza del mineral se realiza, luego de haberse efectuado el escogido, quedando el desmonte como relleno. Debe procurarse siempre colocar la parrilla en la

boca del echadero antes de comenzar la limpieza.

Apuntalamiento.- Siempre que las circunstancias lo requieran será necesario la colocación de puntales para sostener sectores de cajas que amenacen derrumbarse. Para este trabajo se empleará madera redonda de eucalipto de 7" a 10" de diámetro y longitud variable.

Relleno.- El tipo de relleno a usarse proviene del arranque de las cajas. Debe buscarse, en lo posible, una granulometría máxima de 3" a 4" para que su acondicionamiento a efectuarse por palaneo manual, sea más simple y cómodo. El relleno se efectúa a medida que avanza el corte.

6.4.3. ANCHO DE TAJEADO, ANCHO DE EXPLOTACION Y RECUPERACION

Primeramente vamos a definir los conceptos: ancho de tajeado y ancho de explotación.

Llamamos ancho de tajeado, a la distancia existente entre las cajas de la cavidad que queda después de haber hecho los disparos que corresponden a la veta y a las cajas. De acuerdo a los cálculos que hemos efectuado (véase página N^o 71), el ancho de tajeado debe ser igual a 1.93 metros.

Llamamos ancho de explotación, a una parte del ancho de tajeado, igual a 50 centímetros, donde está comprendida la potencia de la veta. El mineral extraído, con este método, es el que corresponde al ancho de explotación.

La recuperación en este método de explotación, va-

mos a inferirla en base a los datos que tenemos para el método de Tajeo Abierto Ascendente con Sostenimiento de Puntales.

En la página N° 47, vemos que las recuperaciones efectivas para el cobre y plata, con el método de explotación de Tajeo Abierto Ascendente con Sostenimiento de Puntales son de 86.8 % y 75.4 % respectivamente. Consideramos que para el método de Corte y Relleno, donde haremos un minado selectivo, las recuperaciones deben ser algo inferiores.

Para los cálculos de reservas, con este método de explotación, vamos a considerar que las recuperaciones, tanto para el cobre, la plata y oro, sean del 70 %.

6.4.4. COSTO DE PRODUCCION

Para calcular los costos de explotación de este método, tomamos como referencia los costos del método de Tajeo Abierto Ascendente con Sostenimiento de Puntales, correspondientes a los tipos A y B (véase páginas 56 y 57), aplicando el factor de ajuste igual a $1.93 : 0.50 = 3.86$; donde 1.93 metros corresponde al ancho de tajeado y 0.50 metros al ancho de explotación. Además, se hacen otros ajustes en enmaderado y extracción que se relacionan con las características propias del método de explotación.

Para nosotros, los tipos de costos D y E corresponderán, a los blocks con cajas sueltas, en el primer caso y consistentes en el segundo.

El costo de producción se estima sobre una producción anual de 60,000 toneladas de mineral, por lo tanto consideramos que "otros costos" permanece igual a \$/ 503.87. Aquí también cabe aclarar que este renglón resultaría en la práctica ligeramente más alto por el aumento del costo de beneficio y transporte de concentrado a causa de la mayor ley de cabeza.

TIPO D

Costo de Explotación		\$/ 372.93
Perforación	24.91x3.86	\$/ 96.15
Enmaderado	16.93x0.20x3.86	13.07
Extracción	28.44x0.50x3.86	54.89
Línea Decauville	0.07x3.86	0.27
Tubería	0.10x3.86	0.39
Barrenos	12.46x3.86	48.10
Repuestos máquinas perforadoras	2.61x3.86	10.07
Piedras esmeril	0.76x3.86	2.93
Carburo	3.92x3.86	15.13
Supervisión	5.49x3.86	21.19
Varios	28.69x3.86	110.74
Otros Costos		<u>503.87</u>
<u>Costo de Producción</u>		876.80 \$/TMS
		22.66 \$/TMS

TIPO E

Costo de Explotación		484.18
Perforación	38.47x3.86	148.49
Enmaderado	16.37x0.20x3.86	12.64
Extracción	33.33x0.50x3.86	64.33
Línea Decauville	0.04x3.86	0.15
Tubería	0.37x3.86	1.43
Barrenos	22.05x3.86	85.11
Repuestos máquinas perforadoras	5.12x3.86	19.76
Piedras esmeril	1.35x3.86	5.21

Carburo	3.92x3.86	15.13
Supervisión	5.49x3.86	21.19
Varios	28.69x3.86	110.74
Otros Costos		<u>503.87</u>
Costo de Producción		988.05 \$/TMS
		25.53 \$/TMS

En los renglones de extracción, línea decauville y tubería se consideran solamente los jornales; los otros gastos aparecen involucrados en la sección varios.

El renglón de extracción varía con las distancias que existen de los tajeos a los echaderos, estas variaciones no se toman en cuenta porque sus fluctuaciones son relativamente pequeñas y no afectan mayormente al costo de producción.

Además de los tipos D y E, en los cálculos de reservas estamos considerando el tipo EE, con costo de producción igual a \$ 30.53. Se refiere a un block donde intervienen los renglones de izaje y bombeo.

6.5. DETERMINACION DE RESERVAS

Hemos llegado a la conclusión, preliminar, que los métodos de explotación más convenientes que podrían ser aplicados en Algamarca son: Shrinkage y Corte y Relleno; ahora, en base a los resultados obtenidos en la elección de los métodos de explotación y el cálculo de costos respectivos, vamos a proceder a la determinación de reservas sobre los mismos 31 blocks que se han tomado en el capítulo anterior para este mismo objeto.

Vienen: 54,915.13

1'076,126.22

Nivel 4

N	4,563.72	C	1.28	1.94	3.36	.0063	16.69	18.98	10,450.92
7W	1,788.20	C	1.28	1.94	3.31	.0078	16.69	18.94	4,023.45
4W	3,510.86	C	1.28	4.74	7.69	.0469	16.69	46.30	103,956.57
5W	4,524.55	C	1.28	2.70	4.55	.0313	16.69	26.68	45,200.25
2W	2,694.08	C	1.28	2.28	4.91	.0391	16.69	24.15	20,097.83
3W	719.94	C	1.28	1.80	5.36	.0391	16.69	21.16	3,218.13

Veta Descubridora

Nivel 6

A	1,904.19	CC	1.28	4.97	17.86	.0625	21.69	60.64	74,168.20
B	2,869.92	EE	0.50	3.02	11.82	.0420	30.53	38.72	23,504.64

Suma: 77,490.59

1'360,746.21

Promedio: 0.86 3.63 8.29 .0330 20.95 38.51

- Notas: 1) Los tonelajes de algunos blocks que aparecen en este cuadro difieren de los que figuran en los cuadros Nos. 6 y 7 porque hay variaciones en el ancho de explotación del mineral de algunos blocks.
- 2) La letra "C" corresponde al método Shrinkage.
- 3) Las letras "D" y "E" corresponden al método Corte y Relleno, donde "D" se refiere a tajeos con rocas de caja débiles y "E" a tajeos con rocas de caja consistentes.
- 4) Las letras compuestas "CC" y "EE" son equivalentes a las letras simples, con la diferencia que las primeras se refieren a tajeos donde intervienen costos de izaje y bombeo.
- 5) Las leyes están expresadas así: Cobre en % y la plata y oro en oz/TC.
- 6) Para el método Shrinkage no se ha considerado dilución de leyes porque se estima que las recuperaciones en la explotación son del 100 %.
- 7) Para el método Corte y Relleno se han considerado diluciones de leyes del 30 % porque se estima que las recuperaciones en la explotación son del 70 %.

En el cuadro N° 8, observamos que hay 30 blocks de finidos como reservas y como desmonte sólo ha quedado 1 block, es decir, que el 96.8 % de los blocks considerados han pasado a ser reservas.

Resumiendo se tiene:

Block	TMS	Ancho Expl.	Leyes			Dólares			
			Cu	Ag	Au	Costo Prod.	Valor x TM	Utilidad	
Mineral	30	77,490.59	0.86	3.63	8.29	.0330	20.95	38.51	+ 1'360,746.21
Desmonte	1	2,877.53	0.50	1.78	8.83	.0280	25.53	25.31	- 633.06

El valor del mineral por tonelada métrica es el promedio pesado, pero aplicando la fórmula de valores sería de 38.52 \$/TM.

6.6. COMPARACION DE RESULTADOS

Para sacar conclusiones, respecto a los resultados obtenidos, entre el cálculo de reservas con el método de explotación usual de Algamarca, comparado con los nuevos métodos propuestos, tenemos a continuación lo siguiente:

	I Datos sobre Reservas determinadas con el método usual de explotación.	II Datos sobre Reservas determinadas con los nuevos métodos de explotación propuestos.
Toneladas Métricas	88,132.48	77,490.59
Ancho de Explotación	1.50	0.86
Leyes: Cobre (%)	2.78	3.63
Plata (Oz/TC)	4.86	8.29

Oro (Oz/TC)	0.0295	0.0330
Costo de producción (\$/TMS)	16.66	20.95
Valor Mineral (x TMS)	27.55	38.51
Utilidad (\$)	959,567.10	1'360,746.21

1.- Los tonelajes de reservas en ambos métodos de cálculo son ^{diferentes.} ~~similares~~. Al ritmo de explotación de 60,000 toneladas métricas anuales de mineral, en el caso I daría una vida de 1.5 años; mientras que, en el caso II daría una vida de 1.3 años.

2.- El ancho de explotación es sensiblemente mayor en el caso I. La disminución correspondiente es del 42.7 %.

3.- Las leyes de cobre, plata y oro son menores en el caso I, a consecuencia de la dilución producida por el mayor ancho de explotación.

4.- El costo de producción en el caso I es menor al caso II. Este costo está en relación inversa al ancho de explotación. El costo de producción del caso II es mayor al del caso I en \$ 4.29.

5.- El valor del mineral por tonelada métrica en el caso I es menor al caso II. Este valor está en relación inversa al ancho de tajeado. El valor del mineral del caso II es mayor al del caso I en \$ 10.96; mientras que el costo de producción es de sólo \$ 4.29.

6.- La utilidad que se conseguiría con el caso I

es de \$ 959,567.10, mientras que con el caso II se conseguiría una utilidad de \$ 1'360,746.21. La mayor utilidad con el caso II es del 41.8 % con relación al caso I.

B I B L I O G R A F I A

- 1.- Briceño Arata, Luis., Apuntes del CURSO DE EXPLOTACION DE MINAS. Universidad Nacional de Ingeniería. Lima 1962.
- 2.- Chirinos Morales, Jorge., CALCULO DE RESERVAS PARA EL AÑO 1971. Algamarca 1971.
- 3.- De Orbegoso, Miguel., MINAS ALGAMARCA. Algamarca 1949
- 4.- Kochanowsky, B. J., ANALISIS DEL COSTO DINAMICO Y SU APLICACION A LA INDUSTRIA MINERA. VI Congreso Internacional de Minería. Madrid 1970.
- 5.- Ley General de Minería del Perú, Decreto-Ley N° 18880, promulgado en Lima el 8.6.71.
- 6.- McKinstry, Hugh Exton., MINIG GEOLOGY. Englewood Gliffs, N.J. (USA). Prentice-Hall, Inc. 1959.
- 7.- Revista Minería, N° 95. Lima 1969. UN METODO RAPIDO PARA CALCULAR EL VALOR DE LA "MENÁ" DE EXPLOTACION.
- 8.- Ríos Delgado, Edgardo., GEOLOGIA DE LA VETA SAN BLAS DE MINAS ALGAMARCA. Algamarca 1971
- 9.- Rose Kamp, Erwin., INFORME GEOLOGICO SOBRE LA MINA ALGAMARCA. Lima 1971.
- 10.- Stoces, B., ELECCION Y CRITICA DE LOS METODOS DE EXPLOTACION EN MINERIA. Barcelona. Ediciones Omega S. A. 1963.