

REPÚBLICA DE CUBA
UNIVERSIDAD DE ORIENTE
ESCUELA DE INGENIERIA DE MINAS

TESIS DE GRADO

APERTURA, DESARROLLO Y EXPLOTACION DEL YACIMIENTO MAGNETIDA- ESTE
SANTIAGO DE CUBA
“LA CHIQUITA”

ESTUDIANTE: LUIS GARCIA RIMBLAS

CONFECCIONADO
DEPARTAMENTO DE PROYECTOS
C.I.P.I.M.M.
M.M.C.M.
1969

INDICE

	<u>Pag.</u>
INTRODUCCION	
1. ANTECEDENTES DE LOS TRABAJOS REALIZADOS EN EL YACIMIENTO SANTIAGO	1
2. INDICACIONES GENERALES DEL PROYECTO	2
2.1 NOMBRE DE LA OBRA	2
2.2 NOMBRE DEL INVERSIONISTA DIRECTO.....	2
2.3 MOTIVACION DE LA INVERSION	2
2.4 LOCALIZACION DE LA INVERSION	2
3. GEOLOGIA	3
3.1 GEOGRAFIA FISICA DE LA REGION	3
a) CARACTERISTICAS MORFOLOGICAS	3
b) CARACTERISTICAS CLIMATICAS	3
c) CARACTERISTICAS DE SUPERFICIE	4
d) FUENTES DE AGUA	4
3.2 SITUACION GEOLOGICA DEL AREA	5
a) LA SITUACION EN GENERAL	5
b) ESTRATIGRAFIA Y LITOLOGIA	5
c) TECTONIA Y MAGMATISMO	7
3.3 CARACTERISTICA GEOLOGICA DEL YACIMIENTO - SANTIAGO	8
a) ESTATIGRAFIA, LITOLOGIA, ROCAS ENCAJANTES Y ESTRUCTURA DEL YACIMIENTO	8
b) CARACTERISTICAS, FORMA Y DIMENSIONES DE LOS CUERPOS DE MINERAL, CARACTERISTICAS MINERALOGICAS Y QUIMICAS	9
c) GENESIS DEL YACIMIENTO	10
d) CARACTERISTICAS HIDROGEOLOGICAS	10
e) PROPIEDADES FISICO-MECANICAS DEL MINERAL Y DE LAS ROCAS ENCAJANTES	10
f) CONDICIONES PARA LA EXPLORACION Y EXPLOTACION	11
3.4 CARACTERISTICA GEOLOGICA DEL LOTE CHIQUITA	12
a) GENERALIDADES	12
b) CONSTITUCION GEOLOGICA	12
c) CARACTERISTICAS, FORMA Y DIMENSIONES DEL CUERPO MINERAL	12

LISTADO DE PLANOS Y ANEXOS

- PLANO No. 1: Ubicación del Yacimiento Santiago al Este de Santiago de Cuba.
- PLANO No. 2: Ubicación y acceso a la Mina Chiquita.
- PLANO No. 3: Perfil por la Línea IV-IV del Lote Chiquita
- PLANO No. 4: Perfil por la Línea III-III del Lote Chiquita.
- PLANO No. 5: Perfil por la Línea II-II del Lote Chiquita.
- PLANO No. 6: Perfil por la Línea VII-VII del Lote Chiquita.
- PLANO No. 7: Perfil por la Línea A-B del Lote Chiquita.
- PLANO No. 8: Alternativa General de Apertura Mina Chiquita.
- PLANO No. 9: Desarrollo de la Cantera - Etapa II Mina - Chiquita.
- PLANO No. 10: Desarrollo de la Cantera - Etapa III Mina - Chiquita.
- PLANO No. 11: Desarrollo de la Cantera - Etapa IV Mina - Chiquita.
- PLANO No. 12: Estado final de la Cantera - Mina Chiquita.
- PLANO No. 13: Sección por A-B.
- PLANO No. 14: Estado de la Cantera por el Perfil Geológico IV-IV según niveles 190-160-130 y 105.
- PLANO No. 15: Estado de la Cantera por el Perfil Geológico III-III.
- PLANO No. 16: Estado de la Cantera por el Perfil Geológico II-II.
- PLANO No. 17: Estado de la Cantera por el Perfil Geológico VII-VII.

ANEXOS:

- ANEXO No. 1: Parámetros de la excavadora.
- ANEXO No. 2: Esquema de transporte.
- ANEXO No. 3: Esquema de los trabajos de perforación.
- ANEXO No. 4: Esquema del ancho de la Plazoleta de trabajo.
- ANEXO No. 5: Cronograma de la Planificación de los trabajos mineros.

	<u>INDICE</u>
	<u>Pag.</u>
d) CONDICIONES HIDROGEOLOGICAS	13
e) COMPOSICION MINERALOGICA Y QUIMICA	13
f) CARACTERISTICAS TECNOLOGICAS DEL MINERAL	14
3.5 CALCULO DE RESERVAS	15
a) ESTABLECIMIENTO DE LAS MISMAS	15
b) SITUACION POR CATEGORIAS DE RESERVAS ...	17
4. MINERIA	19
4.1 GENERALIDADES	19
4.2 DETERMINACION DE LOS LIMITES DE LA CANTERA	19
4.3 CAPACIDAD DE PRODUCCION Y TIEMPO DE EXISTEN CIA DE LA CANTERA	19
4.4 APERTURA Y DESARROLLO DE LA CANTERA	21
4.5 DETERMINACION DE LOS VOLUMENES DE ESTERIL - Y MINERAL. COEFICIENTES DE ESCOMBREOS	22
4.6 ELECCION DEL SISTEMA DE CARGA	30
4.7 ELECCION DEL SISTEMA DE TRANSPORTE	31
4.8 DETERMINACION DEL NUMERO DE EXCAVADORAS Y - DE CAMIONES	31
4.9 TRABAJOS DE PERFORACION Y EXPLOSION. DETER- MINACION DE LOS EQUIPOS. FORMACION DE ESCOM- BRERAS	39
4.10 ELEMENTOS Y PARAMETROS PRINCIPALES DE LA - CANTERA Y DEL FRENTE DE TRABAJO	51
4.11 ORGANIZACION Y PLANIFICACION DE LOS TRABAJOS MINEROS	56
4.12 SISTEMA DE DESAGUE DE LA CANTERA	57
4.13 ELECTRIFICACION DE LA CANTERA	60
4.14 CONSTRUCCIONES CIVILES DE LA CANTERA	60
4.15 SEGURIDAD E HIGIENE DE LOS TRABAJOS MINEROS.	62
5. ECONOMIA	65
5.1 GENERALIDADES	65
5.2 INVERSION INICIAL	65
5.3 COSTO DE EXTRACCION	73
RECOMENDACIONES Y CONCLUSIONES	81

INTRODUCCION

Al confeccionar la presente Tesis de Grado, hemos tratado de cumplir con los dos aspectos que nos fueron señalados antes de co - menzar nuestro trabajo: 1) Docente y 2) Técnico-industrial.

Estos dos aspectos no podíamos analizarlos por separado, ya que en la presente etapa que estamos viviendo, una cosa debe estar - ligada con la otra indiscutiblemente, es decir, que los estudiantes de Ingeniería de Minas se vinculen más íntimamente a las ta - reas de Proyección y Producción de la Industria Minera de nuestro país.

Tal ha sido el objetivo que tratamos de cumplir. Hemos confeccionado esta Tesis en el Departamento de Proyectos del Centro de Investigaciones y Proyectos de la Industria Minero Metalúrgica --- (CIPIMM), de manera que, además de cumplir nuestro compromiso -- con la Universidad, en un futuro cuando la Industria Siderúrgica lo determine y sea necesaria la explotación de los Yacimientos - de magnetita, haya una base sobre la cual confeccionar un Proyecto inicial.

El tiempo que utilizamos para confeccionar esta Tesis de Grado - fué de tres meses, el cual consideramos es poco, por lo que pro - ponemos que para años venideros, sea destinado mayor tiempo para realizar esta actividad.

1. ANTECEDENTES DE LOS TRABAJOS REALIZADOS EN EL YACIMIENTO SANTIAGO.

La extracción de mineral de hierro del Yacimiento Santiago se remonta a épocas de la colonia, siendo explotado primeramente por compañías españolas y luego por compañías hispano-americanas, como la Juraguá Iron Company, que estuvo extrayendo mineral, en el período 1884-1932, por un total de 5'600,000 ton. También en 1895, otra compañía se dedicó a la extracción del mineral del grupo Vinent - hasta el año 1932 también, con un total de 10'400,000 ton. Posteriormente, los trabajos de explotación que se realizaron, fueron en menor escala hasta el año 1947.

Es de destacar que por lo general, la extracción del mineral se llevó a cabo por el método a cielo abierto y en algunos casos subterráneo.

En cuanto a las exploraciones geológicas de los primeros tiempos, se conocen solo algunas realizadas paralelamente con el proceso de explotación. En los años 1915-16 se hicieron algunas investigaciones por un grupo de geólogos norteamericanos, sin tenerse en la actualidad los resultados de dichas investigaciones.

Ya en 1960 se confeccionaron algunos planos geológicos de los distintos lotes del Yacimiento por el geólogo V. Ffefer, así como también se calcularon las reservas y en base a éstas se hicieron proposiciones acerca de la futura explotación del Yacimiento. En el mismo año, fueron realizados trabajos geológicos-geofísicos por un grupo de geólogos mejicanos, sin llegar a tener resultados precisos, ya que no se realizaron con la suficiente calidad.

Posteriormente, en 1961, se realizaron levantamientos aeromagnéticos y de perforación por un grupo de geólogos y geofísicos soviéticos, cuyos resultados sirvieron de base para confeccionar los Informes GEO-O-104 y GEO-O-104-A, los cuales hemos utilizado para elaborar el presente trabajo.

2. INDICACIONES GENERALES DEL PROYECTO.

2.1 Nombre de la obra.

Apertura y explotación del lote Chiquita, del Yacimiento Santiago.

2.2 Nombre del Inversionista Directo.

Empresa Consolidada de la Minería, del Ministerio de Minería, Combustibles y Metalurgia.

2.3 Motivación de la inversión.

Extracción de la magnetita para su utilización como - materia prima en la industria siderúrgica.

2.4 Localización de la inversión.

Al sur de la provincia de Oriente, a 13 Kms. al Este de la ciudad de Santiago de Cuba, formando parte del macizo montañoso de la Gran Piedra.

3. GEOLOGIA.

3.1 Geografía Física de la región.

a) Características morfológicas.

El Yacimiento Santiago se encuentra ubicado en la parte Sur de la provincia de Oriente y a unos - 13 Km. hacia el Este de Santiago de Cuba. Por lo general, la región es bastante desarticulada, la cual se acentúa por la presencia de los contrafuertes meridionales del macizo montañoso de la Gran Piedra, lo que da lugar a que los contactos sean bruscos y a que haya un paisaje específico para cada zona.

La región mineralizada que compone el Yacimiento se encuentra asociada a la zona de contacto de la intrusión granodiorítica con las rocas efusivas - y efusivas sedimentarias atribuidas al Cretácico Inferior.

La situación del Yacimiento Santiago según las planchetas del ICCC, es la siguiente:

Hoja # 5076 III - Santiago de Cuba.
Hoja # 5076 II - Gran Piedra.
Hoja # 5075 I - Siboney.

4076 I	5076 IV	5076 I
4976 II	5076 III	5076 II
Mar Caribe 4975 I	5075 IV	5075 I

Nota: Ver copia del Plano No. 1 de ubicación general esquemática del Yacimiento, facilitado por el Departamento de Proyectos.

b) Características climáticas.

El clima es igual que en otras regiones de la Isla, existiendo un período de seca y otro de lluvia. El período de seca es desde Diciembre hasta Abril, y el de lluvia, los restantes meses, excepto Julio, en el cual casi no llueve. La cantidad de lluvias caídas se ha promediado, según investigaciones co-

mo de 1.119 mm.

La humedad relativa del aire oscila entre los valores de 72-77 % en el período de seca y un 81 % en el período de lluvias.

La temperatura varía entre los límites de 14°C en el invierno y 35°C en el verano.

c) Características de superficie.

El relieve se caracteriza por una gran desarticulación, propio de una zona montañosa. Las cotas absolutas varían entre 300 - 1125 m. La distancia - del Yacimiento a la costa es de 5 - 6 Km.

Las principales vías de comunicación de la Región del Yacimiento Santiago las constituyen las carreteras y caminos vecinales. Cerca del Yacimiento - pasa una carretera asfaltada que va desde la ciudad de Santiago de Cuba hasta la Playa Siboney, recorriendo 17 Km. aproximadamente y con un ancho de - vía de 6 - 7 m., ramificándose en el lugar conocido por Las Guásimas, hacia la Gran Piedra, así como - dos ramales que se unen en El Crucero que conduce a Daiquirí, continuando hasta las inmediaciones de la Laguna de Sigua.

El Lote Antoñica se encuentra a 4 - 5 Km. del poblado de Sevilla, comunicándose por medio de un camino que pasa a lo largo del cauce del río. Los Lotes - Chiquita, Arroyo de la Poza, Concordia y Folia se - comunican por medio de un camino de una longitud - de 10 Km. con la carretera Santiago-Siboney y con las Playas Juraguá y Daiquirí, donde antiguamente estaban los muelles de embarque del mineral.

En cuanto a posibles zonas afectadas por el desarrollo de las labores mineras, no se observan, o sea que no hay zonas agrícolas ni forestales en la región.

d) Fuentes de agua.

En la zona del Yacimiento, se encuentran una serie de arroyos que corren hacia el Sur. Estos arroyos, en el período de seca, tienen un flujo menor que - 10 l/seg. Los ríos más próximos a la zona del Yacimiento son el Río Carpintero y el Concordia.

La posible toma de agua para satisfacer los distintos lotes que componen el Yacimiento Santiago, así como para la zona donde se ubicará la Planta de Beneficio, estará en función de un estudio hidrogeológico de la zona ya que se ha solicitado el balan-

ce hidráulico al Departamento Hidráulico del DAP, así como se han iniciado las gestiones con el Instituto de Planificación Física, para conocer el - posible desarrollo futuro de la región.

3.2 Situación geológica del área.

a) La situación en general.

La situación geológica se estudió en un área de - 67,2 Km², para la cual fué confeccionado un mapa - geológico esquemático en escala 1 : 10,000.

La estructura geológica está representada como sigue: formaciones vulcanógenas sedimentarias pertenecientes al Cretácico Inferior, atribuidas a la - formación "Vincent", sedimentos recientes pertenecientes al Mioceno hasta contemporáneas y también un - complejo de rocas intrusivas de composición diorítica y cuarzo-diorítica.

Las rocas del Cretácico Inferior son principalmente porfiritas andesíticas, en las cuales se encuentran los paquetes de calizas marmolizadas y también, en menor escala, las tobas y brechas.

Las rocas por lo general presentan un buzamiento - suave hacia el NE.

Los sedimentos cuaternarios y del Mioceno están representados por calizas coralinas que originan las terrazas marinas, gravas cuaternarias y arenas de origen marino.

El flanco Norte del conjunto estructural anticlinal lo constituye la formación "Vincent", teniendo asociado en su parte arqueada la intrusión diorítica y - cuarzo diorítica.

El flanco Sur se encuentra cortado por una falla regional y hundida que pasa a lo largo del litoral - súdico.

Cerca de la intrusión diorítica y cuarzo-diorítica se encuentran los skarns y epidotita, entre las cuales se asocian con los skarns graníticos las zonas mineralizadas de magnetita.

b) Estratigrafía y Litología.

Las formaciones geológicas del Yacimiento Santiago fundamentalmente son las del Cretácico Inferior - (Vincent), los sedimentos recientes del Mioceno y las rocas intrusivas, aún más recientes, de composición diorítica y cuarzo-diorítica.

A continuación se describe brevemente la estratigra-

fía de dichas formaciones geológicas:

I) Formación perteneciente al Cretácico Inferior.

Esta formación está constituida por rocas sedimentarias de origen volcánico, dando lugar a - cuatro paquetes estratificados que desde la profundidad a la superficie son los siguientes:

1. Paquete porfirítico.

Este paquete está representado por porfiritas andesíticas con escasos lentes de calizas y tobas. Las rocas que lo constituyen son de grano pequeño con algunas lentejuelas de - plagioclasas y piroxeno. El espesor del paquete es de 100 a 150 m.

2. Paquete de calizas marmolizadas.

En estas calizas se formaron pequeñas cavidades cárcicas rellenas de material arenoso y arcilloso. Se encuentran también en ellas - algunas impurezas tobáceas. Debido al efecto de la intrusión magmática, las calizas se recristalizaron casi en su totalidad, lo cual trajo como consecuencia la formación de mármoles. El espesor oscila entre 20 a 80 m.

3. Paquete de tobas inter-estratificada.

Las tobas y brechas tobáceas inter-estratificadas presentan una composición media con intercalaciones de areniscas y areniscas tobáceas. Es característico de este paquete su estratificación bien definida, teniendo un - espesor de 200 m.

4. Paquete de rocas efusivas ácidas.

Este paquete tiene un afloramiento hacia la parte NO de la región, la textura de las rocas es porfídica y se cree que forma parte - del paquete de tobas. Su espesor es de 100 m.

II) Formación sedimentaria perteneciente al Mioceno y Cuaternario.

Esta formación está constituida principalmente por calizas coralinas, las cuales forman terrazas marinas y por gravas y arenas de origen marino y aluvial. La yacencia de estas rocas es horizontal y no presenta dislocaciones.

III) Rocas intrusivas.

Estas rocas constituyen la intrusión que se extiende al NO con una longitud de 20 Km. y un ancho de 5 Km. La composición de estas rocas es

- 7 -
diorítica y cuarzo diorítica. El contacto de la intrusión hacia el Norte tiene un buzamiento suave hacia el SO.

Tanto la intrusión como las rocas encajantes se encuentran atravesados por diques con un espesor de 2-3 m. de naturaleza diabásica, porfirítica y granodiorítica.

Mineral útil.

El mineral útil lo constituye la magnetita, el cual se encuentra asociado a la zona de contacto de la intrusión granodiorítica con las rocas sedimentarias vulcanógenas del Cretácico Inferior, las que poseen más o menos cierta impregnación metálica.

Minerales complementarios.

Estos son principalmente, la caliza que se puede utilizar como material fundente y como material para la construcción, el mármol, las arenas y cantos rodados que en general pueden usarse en construcción.

Litología.

Desde el punto de vista litológico, en el Yacimiento Santiago, las características del mismo no fueron expuestas ampliamente en los informes geológicos existentes, pero se supone que las asociaciones sedimentarias vulcanógenas pertenecientes al Cretácico Inferior (formación Vinent) se vinculan a las asociaciones litológicas de las unidades tectoestructurales que conjuntamente demuestran, en estos tipos de yacimientos, la influencia de los fenómenos magmáticos sobre el proceso de sedimentación, lo que para el Yacimiento Santiago la litología ferruginosa representada por la magnetita, así como la andesita, hornblenda y los piroxenos, evidencian claramente la naturaleza del proceso de sedimentación, pudiendo tenerse en cuenta además que en algunas regiones de la provincia de Oriente los yacimientos de mineral de hierro manifiestan un determinado carácter litológico en que las menas se asocian a mantos calcarosos, como es el caso de la formación Vinent, situado entre las porfiritas y las tobas.

c) Tectónica y Magmatismo.

La zona metalífera del Yacimiento Santiago se extien-

de por toda la longitud del contacto Norte de la intrusión, formando una sucesión casi ininterrumpida, por esta razón es que se considera a toda la zona metalífera como un solo yacimiento.

Como es conocido, el Yacimiento Santiago forma parte de la gran estructura anticlinal situada al Este de Santiago de Cuba; ahora bien, debido a movimientos tectónicos, es que la parte meridional del anticlinal se encuentra cortada y hundida por una falla regional que pasa a lo largo del litoral. También se observa en el mapa geológico esquemático las fallas locales en la zona de La Grande y Chiquita. Esta última se explicará más detalladamente en el punto 3.4. Estas fallas deberán tenerse en cuenta para la explotación del Yacimiento, aunque por lo general no afecta la ubicación de los cuerpos de mineral y en especial en la zona La Grande.

3.3 Característica Geológica del Yacimiento Santiago.

a) Estratigrafía, litología, rocas encajantes y estructura del Yacimiento.

El Yacimiento es del tipo de contacto metasomático de skarn, ubicado en la zona del exo-contacto de la intrusión de las dioritas cuarzosas y de los plagiogranitos.

La formación Vinent está constituida por un paquete estratigráfico con una secuencia definida. Entre las rocas que componen dicha formación se encuentran las porfiritas andesíticas, tobas y calizas marmolizadas. Las rocas corneanas y de skarn se encuentran coincidiendo con los depósitos de magnetita. Estas rocas corneanas y de skarn se formaron a consecuencia del metamorfismo de contacto.

Las rocas porfiritas andesíticas tienen una estructura maciza y textura porfirítica, teniendo un color verde oscuro y verde grisáceo; sus ferrocristales están representados por cristales de piroxeno y plagioclasa.

Los skarn son del tipo granate-epidota, a veces con piroxenos que se forman en las porfiritas y en las calizas marmolizadas, estando asociados a él los cuerpos de mineral que en general son en forma de lentes.

Las rocas encajantes pertenecen a los sedimentos efusivos del Cretácico Inferior suponiéndose que pu-

diera ser parte componente del paquete de tobas.

La estructura del Yacimiento en general es bastante compleja, las rocas encajantes son poco agrietadas, compactas y además son bastante estables, tienen un coeficiente de dureza según la escala de Protodionov $f = 6 - 15$. Hay que tener en cuenta que en las zonas tectónicas donde ha ocurrido la trituración, las rocas son inestables, por lo que se debe tener en cuenta para la extracción del mineral. Este último es más compacto que las rocas de caja y su humedad natural es menor o igual que el 1 % debido a la poca porosidad del mismo y de las rocas encajantes.

- b) Características, forma y dimensiones de los cuerpos de mineral, características mineralógicas y químicas. Los cuerpos de mineral del Yacimiento Santiago se extienden a lo largo de 15 Km., según se puede apreciar en el Plano de Situación General del Yacimiento.

Un rasgo característico de estos cuerpos es su forma lenticular por la extensión latitudinal y su buzamiento suave en general.

Las principales áreas mineralizadas, estudiadas en los años 1961-64 son: Antoñica, La Grande, Chiquita, El Norte, Arroyo de la Poza, Concordia, Chicharrones, Yuca y Folia.

En cuanto a las características mineralógicas, podemos decir que la mayor parte de los cuerpos minerales está compuesta por minerales magnetíticos, los cuales no presentan una oxidación acentuada desde la superficie.

Los minerales no metálicos están representados por el granate, piroxeno, plagioclasea y epidota. La calcopirita se encuentra en granos aislados, la cual constituye un elemento nocivo por su contenido de azufre. La estructura del mineral es de grano fino y microscópico, su textura es continua y masiva, también se observa la textura de brechas.

Los granos de la hematita son idiomórficos con un tamaño de 0.02 - 0.1 mm. El tamaño máximo de los granos es de 0.3 - 0.4 mm. En la calcopirita los granos se presentan dispersos con un tamaño de centésimas de mm.

La composición química de los minerales, promedio, según el análisis de 28 muestras es la siguiente:

Fe mineralizado	31.21 %	Fe común	11.48 %
Fe ₂ O ₃ común	46.41	SiO ₂	25.88
Al ₂ O ₃	5.69	TiO ₂	0.05
CaO	14.63	MgO	5.35
K ₂ O	0.11	Na ₂ O	0.16
Zn	trazas	Pb	trazas
Cu	0.05	S	0.08
P	0.07	Ni	0.03
Co	0.015	MnO ₂	trazas
		p.p.i.	1.54

Teniendo en cuenta el contenido de impurezas nocivas de Zn, Pb, S, TiO₂, estos minerales son puros, pues - su presencia es insignificante.

c) Génesis del Yacimiento.

Este yacimiento es de origen Endógeno del tipo de - contacto metasomático de skarn, los cuales se encuentran ampliamente desarrollados en la parte meridional de la provincia de Oriente.

Se encuentran asociados a zonas de intrusión de los - exocontactos granodioríticos y dioríticos. Sus rocas encajantes son sedimentos efusivos de la Edad Cretácica.

d) Características hidrogeológicas.

Las características hidrogeológicas se manifiestan en base a: el relieve, el clima, la constitución geológica, manifestaciones de agua, etc.

El agua de las precipitaciones, por lo general, forma corrientes superficiales, sin penetrar profundamente en las rocas y sin formar niveles de agua subterráneas, una muestra de ello es que no se han encontrado manifestaciones de agua en los antiguos laboreos (subterráneo y a cielo abierto)!

Los ríos que corren por las áreas del Yacimiento solo tienen caudal en el período de lluvias.

Lo anteriormente expuesto nos permite prever que el yacimiento Santiago presenta condiciones hidrogeológicas favorables para la explotación.

e) Propiedades físico-mecánicas del mineral y de las rocas encajantes.

Las rocas encajantes (porfiritas y rocas tobáceas) tienen un coeficiente de dureza, según Protodiakonov - -

f = 6 - 15 y los minerales son aún más compactos - que las rocas encajantes.

Las rocas en la zona de intemperización tienen una dureza menor en los horizontes superiores, su profundidad es alrededor de 12 - 15 m. y menor que 20 m. El Peso Volumétrico del mineral crudo oscila entre 3.4 - 4.5 Ton/m³ y el de las rocas encajantes, entre 2.7 - 3.4 ton/m³.

La humedad natural de los minerales y de las rocas no sobrepasa el 1 %, debido a su poca porosidad.

La fragmentación de los minerales se determina por el siguiente contenido de clases, según el tamaño y volumen de los fragmentos:

20 - 50 mm.	50 %
50 - 100 mm.	30 %
100 - 150 mm.	10 %
mayor de 150 mm.	10 %
	100 %

Esto es a grandes rasgos las propiedades físico-mecánicas del mineral y roca, tomadas en su mayoría por analogía con yacimientos similares, por lo que sacamos como conclusión que para el futuro se deben obtener mayor cantidad de datos y con mayor calidad, tanto para la determinación de las propiedades físicas como para las propiedades mecánicas.

f) Condiciones para la exploración y explotación.

Los trabajos de exploración hasta ahora realizados, han permitido calcular las reservas en Categorías C₂ y C₁ en la zona del Yacimiento Santiago, por lo tanto, en el futuro será necesario obtener un mayor grado de detalle, a través de una tarea de exploración geológica que permita la promoción de la categorías necesarias para el Proyecto Ejecutivo.

En cuanto al incremento de reservas, se estima que pueden ser los pequeños cuerpos de mineral situados debajo del cuerpo mineral principal.

Estos trabajos de exploración perspectivas se podrían realizar al comenzar las primeras labores de apertura y explotación.

La explotación de los cuerpos de mineral está en función de la profundidad de yacencia de los mismos y del relieve del terreno, pudiéndose explotar algunos por el Método a Cielo Abierto, otros por el Método Subterráneo y otros por un Método Combinado.

3.4 Característica geológica del Lote Chiquita.

a) Generalidades.

El lote Chiquita pertenece a los yacimientos del - llamado Grupo Firmeza, siendo uno de los más grandes del Yacimiento Santiago.

La Hoja Cartográfica del ICCO que corresponde al lote Chiquita es la Hoja 5075 I-Siboney, teniendo su área, las siguientes coordenadas:

N 149000	E 621500
S 148000	O 620500

b) Constitución geológica.

Hacia la parte SE del área de Chiquita se encuentran principalmente porfiritas andesíticas con intercalaciones de calizas marmolizadas. Más hacia el Sur, - se encuentran dioritas cuarzosas.

En la zona de contacto de las porfiritas andesíticas con las dioritas cuarzosas, yacen los skarns epidoto-granatíferos con magnetita y pirita.

El contacto de la intrusión con las rocas porfiríticas andesíticas es desigual, teniendo lugar el acuña- miento. Se ha podido comprobar, según los datos re- gistrados, por los pozos de perforación, que la super- ficie de contacto tiene un buzamiento de 24° hacia el NE.

La composición de las rocas es maciza, razón por la cual no se expresa la tectónica del plegamiento en - los laboreos existentes y en los afloramientos.

En la zona del lote Chiquita existe una dislocación tectónica o falla, cuya superficie aflora hacia la - parte Este del Lote, con un buzamiento hacia el NO - de 85°. También se observa, más hacia el Norte, un dique porfirítico de plagioclasa que atraviesa la - superficie de la fractura.

Después que tuvo lugar la mineralización, ocurrieron desplazamientos, dando lugar a zonas en las cuales - los minerales y las rocas encajantes se encuentran - aplastados y triturados. Estos desplazamientos tie- nen de 10 - 30 m. de amplitud.

Los cuerpos minerales se encuentran coincidiendo con los skarns epidoto-granatíferos y las porfiritas an- desíticas.

c) Características, forma y dimensiones del cuerpo mine- ral.

El cuerpo mineral del lote Chiquita tiene una consti-

tución complicada, teniendo una forma de lente aproximadamente, alargado hacia el NE y buzando 15° - 20° - hacia el SE.

Las dimensiones del cuerpo mineral son aproximadamente, las siguientes:

Longitud : 240 m.

Longitud según su buzamiento : 230 m.

Potencia : 4 - 60 m.

La potencia de las intercalaciones de skarn varía en los límites de 3 - 15 m., teniendo una pequeña mineralización magnetítica.

Los contactos entre el cuerpo mineral con las rocas - porfiritas encajantes son por lo general bastante - bruscos y a veces son graduales, pasando a través de los skarns de epidota-granate de poca mineralización y estériles.

Los skarns antes mencionados forman alrededor del cuerpo mineral, como una banda de espesor variable desde - 2 hasta 20 m.

d) Condiciones hidrogeológicas.

Las condiciones hidrogeológicas del lote Chiquita son favorables en general para llevar a cabo la explotación del mineral. Asimismo, en una cantera agotada de la zona, que tiene una profundidad de 30 ó 40 m. se observa a unos 15 - 20 m. de la superficie, una - fuente de agua con un caudal de 0.5 - 0.6 l/seg., unida con la zona de fractura, pudiéndose esperar durante la explotación de esta parte, una afluencia de agua un poco grande y sobre todo en el período de lluvias. Estas aguas son incoloras, inodoras y dulces.

De lo anteriormente expuesto, podemos decir que la mayor afluencia de agua a la zona del lote Chiquita, - proviene de las precipitaciones atmosféricas, lo cual, junto con el relieve montañoso, habrá que tener presente en los trabajos de explotación del cuerpo mineral.

e) Composición mineralógica y química.

En la composición mineralógica del cuerpo mineral se - observa que son minerales de hierro de magnetita, del tipo continuo y diseminados en gran cantidad. Los minerales presentan una textura masiva, diseminada en - forma moteada y su estructura es granular.

En cuanto a la génesis del yacimiento, se observa que existen dos generaciones de magnetita: una principal, propiamente metasomática y más antigua que la otra, - más reciente, la cual tuvo lugar por la recrystaliza-

ción de la hematita. La hematita secundaria (mushquetovita) se diferencia de la primaria por su constitución en granos finos y no constituye más de un 10 %. La hematita se encuentra en cantidad desde 1 hasta 20% en las secciones pulidas y como promedio es un 7 %. - Los granos de hematita se caracterizan por tener una forma foliada de tamaños de 0.002 hasta 0.3 mm. según su longitud.

La pirita y la calcopirita se hallan en paragénesis - con la hematita, desarrollándose también en la magnetita, formándose estructuras reticulares. La pirita se encuentra por lo general en granos aislados y en algunos casos llega a constituir un 5 % del mineral, teniendo en estos casos forma de agregados, como vetas entre los granos de magnetita. Las dimensiones de los granos de pirita son de 0.01 hasta 4 mm.

La calcopirita se asocia con la pirita y también se desarrolla en forma de emulsión fina en la magnetita, el tamaño de los granos de calcopirita es de milésimas de mm. hasta 0.3 mm.

El contenido de Fe, S y P en el mineral es de 37.41, 0.33 y 0.020 % respectivamente.

El Pb y el Zn se encuentra en los minerales en forma de trazas, el Cu igualmente, el Co desde trazas hasta 0.22 %, el Ni en trazas también y el Cr no fué encontrado. También, según los datos de análisis espectrales en los minerales, fué revelada una cantidad elevada de Germanio, de 0.003 hasta 0.02 %.

f) Características tecnológicas del mineral.

Respecto al beneficio de los minerales, se hicieron pruebas con una muestra de 2 Ton. Estas pruebas se realizaron según dos variantes:

I) Separación Magnética Seca.

II) Separación Magnética Húmeda.

Más detalladamente, los resultados de dichas investigaciones, se dan en la siguiente Tabla:

No. de varian- te	Tamaño de las partí- culas mm.	Contenido de Fe en la muestra %	Resultado de las investi- gaciones	
			Cont. de Fe en el Conc. %	Recuperación %
I	0 - 25	38 - 42	55	80 - 85
II	0 - 0.2		62	90

De la anterior Tabla, se desprende que los resultados fueron positivos.

g) Propiedades físico-mecánicas del mineral.

Hemos adoptado solamente como coeficiente de dureza $f = 10$, según Protodiakonov, ya que no se disponen momentáneamente de los parámetros que caractericen las propiedades físico-mecánicas; asimismo, dado el estado de conservación de los laboreos antiguos se puede asumir que, en general, la explotación se puede desarrollar en condiciones de estabilidad favorables y sobre la marcha es que se corregirán los parámetros industriales que resulten.

3.5 Cálculo de reservas.

a) Establecimiento de las mismas.

El cálculo de reservas del Yacimiento Santiago fué realizado bajo las siguientes condiciones:

1. Contenido Límite de Hierro: 20 %.
2. Espesor industrial mínimo de los cuerpos minerales: 2 m.
3. Espesores máximos de las intercalaciones de rocas estériles y de minerales no condicionales, - incluidas en los contornos de cuerpos minerales: 2 m.

La argumentación de las condiciones adoptadas se expone a continuación:

El contenido límite de hierro igual a 20 % se adoptó por analogía con los yacimientos de magnetita explorados de la URSS, para los cuales el contenido - límite de hierro oscila en un intervalo de 20 a 30 %. Por consiguiente, teniendo en cuenta que en Cuba son muy pocas las reservas de hierro magnetítico, es por lo que se ha tomado un 20 % como contenido límite de hierro.

Además, se comprobó que los minerales con un contenido menor de 20 % (de 9 hasta 20 %) no constituyen una

gran reserva, es decir, un 12.5 - 13 %, por lo que - no sería racional rebajar las condiciones. Según los análisis se observa que siendo el contenido límite de 20 %, el mineral tiene un contenido promedio de Fe de 37 - 48 %, lo cual es característico como materia prima de valor industrial.

También se llegó a la conclusión de que es posible obtener de los minerales cuyas reservas ya están delimitadas y calculadas según las condiciones indicadas, - un concentrado utilizable por la industria metalúrgica con un contenido de Fe de 50 - 62 %, siendo la recuperación de 80 - 90 %, mediante el método conocido de beneficio por separación magnética.

Por tanto, todo lo expuesto anteriormente explica el - por qué se toma 20 % como contenido límite de hierro. El espesor industrial mínimo se toma de 2 m., también por analogía con yacimientos de magnetita explorados de la URSS. Las capas minerales con un espesor menor de 2 m es muy difícil explotarlas mediante el método mecanizado y durante la explotación se empobrecerá el mineral - con la roca estéril.

El espesor máximo de las intercalaciones de rocas estériles que se incluyen en el contorno mineral, ha sido adoptado también de 2 m. porque la extracción de tales intercalaciones de menor espesor conduciría a la toma del mineral junto con la roca estéril, lo que traería como consecuencia la pérdida de mineral durante la explotación.

Metodología del cálculo de reservas.

El cálculo de las reservas del mineral, basado en el método adoptado para la exploración (pozos perforados en las líneas paralelas de exploración), se hizo mediante el corte vertical de los bloques, dividiéndolos en dos cortes contiguos.

La determinación de los contornos del cuerpo mineral fué realizado siguiendo el límite de las muestras que exhibían un contenido industrial mínimo de Fe de un - 20 %. También fueron incluidas en el contorno, áreas estériles, o se excluían de él, estando esto en función del espesor de acuerdo con las condiciones adoptadas.

En algunos casos, como excepción, en el intervalo mineral, se incluía la última muestra del intervalo mineral con un contenido de hierro un poco menor de 20 % y también a veces se incluían en este intervalo mineralizado,

capas no condicionales con un espesor un poco mayor - de 2 m. A pesar de lo señalado, el contenido promedio, según el intervalo mineralizado, continuaba siendo condicional.

La delimitación de los cuerpos minerales, según el buzamiento en los cortes geológicos y según la extensión en los planos se realizaron en base al siguiente principio:

El contorno de las reservas de la Categoría C_1 fué trazado según los laboreos de exploración condicionales - marginales. En algunos casos, tomando en consideración particularidades morfológicas de los depósitos minerales, se permitía la extrapolación del contorno de la Categoría C_1 fuera de los límites de los laboreos de exploración.

Fuera de los límites del contorno de las reservas C_1 se extrapolaron las reservas de la Categoría C_2 . La posición de su contorno exterior fué determinada por la extrapolación a la mitad de la distancia entre la perforación que encontró mineral y la perforación que no encontró mineral. También se toma en consideración la morfología del cuerpo mineral, o sea, según su acunamiento. En los flancos NE y SO del yacimiento, el contorno está trazado a la semidistancia entre los perfiles I-I y VII-VII, IV-IV y V-V correspondiente.

b) Situación por categoría de reservas.

Las exploraciones realizadas en el lote Chiquita permitieron tener las reservas en Categoría C_1 y C_2 , siendo las mismas como se expresa en la siguiente Tabla:

Categoría	Reservas de Mena, Ton.	Contenido, %			Cantidad de Metal, Ton.
		Fe	S	P	
C_1	3'967,600	37.31	0.31	0.019	1'480,260
C_2	689,960	37.88	0.43	0.024	261,379
$C_1 + C_2$	4'657,560	37.41	0.33	0.020	1'741,639

Ahora bien, las reservas se calcularon en distintos bloques para las Categorías C_1 y C_2 , el resultado de estos cálculos se da en la Tabla que a continuación aparece, la cual fué tomada del Anexo # 10, Tomo II del Informe GEO-O-104-A, aprobado por la ONRM en Mayo 3 de 1968. - Esta Tabla la ofrecemos tal y como aparece en dicho Informe, sin haber sido recalculada.

4. MINERIA.

4.1 Generalidades.

En cuanto al desarrollo de la parte minera, podemos decir que según los trabajos de explotación realizados anteriormente y según la profundidad de yacencia de los cuerpos de mineral, es obvio el laboreo a cielo abierto, es decir, que prácticamente sería una reapertura del lote Chiquita.

Según pudimos observar, es necesario realizar un amplio desbroce en toda el área del yacimiento para poder llevar a cabo la reapertura del mismo.

También se deberá tener en cuenta la existencia de galerías de exploración antiguas y algunas cámaras, las cuales pueden resultar peligrosas durante la explotación, ya que podrían ocurrir derrumbes y ocasionar pérdidas, tanto en equipos como en hombres.

Es necesario aclarar o recordar que la Cantera del lote Chiquita será parte componente del Complejo de Explotación del Yacimiento Santiago, lo cual me permitiría realizar intercambios en cuanto a equipos, fuerza de trabajo, etc., y además, según el Plan General de Extracción de todo el Yacimiento, la capacidad de producción de la cantera también podría sufrir variaciones. (Con esto queremos decir que todos los cálculos han sido realizados en base a una determinada cantidad, pudiendo la misma estar sujeta a cambios según se estime por el Plan General de Producción.

4.2 Determinación de los límites de la cantera.

Los límites de la cantera, como se puede observar en los planos adjuntos, se han determinado según las condiciones de yacencia y situación del cuerpo mineral y además, conservando el ángulo de talud del escalón y el ancho de las bermas de seguridad y de transporte. Por consiguiente, el límite superior de la cantera - por el flanco occidental corresponde a la cota 236 y por el flanco oriental a la cota 130. El límite inferior o último nivel de trabajo se halla en la cota 70.

4.3 Capacidad de producción y tiempo de existencia de la cantera.

Primeramente determinaremos el número de días laborables en el año, según se indica a continuación:

Días no laborables:

$$\begin{array}{r} 52 \text{ (domingos)} \\ + 26 \text{ (por medios sábados)} \\ 6 \text{ (feriados)} \\ \hline 84 \text{ días} \end{array}$$

Por interrupciones:

$$\begin{array}{r} 25 \text{ (por lluvia)} \\ + 6 \text{ (por interrupciones tecnológicas)} \\ \hline 31 \text{ días} \end{array}$$

Total de días no trabajados:

$$\begin{array}{r} 84 \\ + 31 \\ \hline 115 \text{ días} \end{array}$$

Total de días laborables:

$$\begin{array}{r} 365 \\ - 115 \\ \hline 250 \text{ días} \end{array}$$

La capacidad de producción de la cantera o productividad anual se ha estipulado que sea de:

$$Q_a = 200,000 \text{ Ton/año.}$$

Por lo que diariamente la productividad tendría que ser:

$$Q_d = \frac{200,000}{250}$$

$$Q_d = 800 \text{ ton/día} \approx 200 \text{ m}^3/\text{día.}$$

Suponiendo que la explotación se va a efectuar en dos - turnos de 8 horas, la productividad por turno será:

$$Q_t = \frac{800}{2}$$

$$Q_t = 400 \text{ ton/turno} \approx 100 \text{ m}^3/\text{turno,}$$

la cual, desglosándola por hora es de:

$$Q_h = \frac{400}{8}$$

$$Q_h = 50 \text{ ton/hora} = 12.5 \text{ m}^3/\text{hora.}$$

Para determinar el tiempo de existencia de la cantera, utilizaremos la siguiente fórmula:

$$T = \frac{R_i \cdot N \cdot (1 - \phi)}{Q_a (1 - \eta)}$$

- T : tiempo de existencia de la cantera.
Ri: reservas industriales en los límites de la cantera, 4'657,560 ton.
N : coeficiente de extracción, 0.95.
p : coeficiente de pérdidas, 0.08.
Q_a: productividad anual, 200,000 ton.
η: coeficiente de empobrecimiento, 0.05.

$$T = \frac{4'657,560 \times 0.95 (1 - 0.08)}{200,000 (1 - 0.05)}$$

$$T \approx 21 \text{ años.}$$

4.4 Apertura y desarrollo de la cantera.

En este epígrafe describiremos brevemente el Sistema de Apertura de la Cantera y su desarrollo, ya que los mismos pueden observarse más claramente en los Planos adjuntos.

En el Plano No. 8, se indica el Sistema General de Apertura, observándose en él los distintos accesos a los niveles principales, es decir al 190, 160 y 130, así como el Circuito de Transporte hacia las Escombreras y a la Planta de Beneficio.

La apertura del lote Chiquita se realiza mediante una trinchera exterior por grupo, la cual da acceso al nivel 190, de donde se ascenderá hasta la cota 236, que es el límite superior de la cantera. Este ascenso se hace mediante trincheras interiores en zigzag, según se observa en el Plano No. 13, siendo el cambio de dirección de la trinchera, cada vez que suba 10 m., o sea, que va del nivel 190 al 200, de éste al 210 y así sucesivamente hasta llegar a la cima para luego laborear los niveles de arriba hacia abajo, realizando todo el desarrollo de esta primera etapa que es la Etapa de Escombreo o Destape Inicial.

La segunda Etapa comprende el desarrollo de los niveles 190 hasta el 160. El acceso a los niveles 190, 180, 170 y 160 se hace mediante la trinchera por grupo antes mencionada, según se observa en el Plano No. 9. Estos accesos se desarrollan en Avance Progresivo hasta el límite de los respectivos niveles para luego realizar un avance en retirada.

Conjuntamente con este desarrollo se puede comenzar la tercera Etapa, en la cual se explota el mineral de los niveles 150, 140 y 130. El acceso al nivel 130 se realiza mediante el terraplén o Circuito Gene-

ral a los demás niveles, según se puede observar en el Plano No. 10.

De la cota 130 se llega a los niveles 140 y 150 mediante rampas laterales que ascienden a cada uno de estos niveles respectivamente. El avance de estos frentes de trabajo se realiza en el mismo sentido de los frentes de la segunda Etapa, o sea, en retirada.

La cuarta Etapa es la última en el desarrollo de la cantera y comprende el laboreo de todos los niveles desde el 130 hasta el contorno inferior del cuerpo mineral, siendo el último nivel el correspondiente a la cota 70. El acceso a los niveles 120, 110, 100, 90, 80 y 70 se realiza mediante trincheras que van a cada uno de ellos, según se observa en el Plano No. 11, siendo también estas trincheras del tipo exterior por grupo.

En el Plano No. 12 ofrecemos el Estado Final de la cantera, donde se puede observar tentativamente como quedaría la cantera después de haber sido explotada en toda su totalidad, así como también se puede observar en los Planos Nos. 13, 14, 15, 16 y 17 el estado final de la cantera por las secciones de los Perfiles Geológicos transversales IV-IV, III-III, II-II y VII-VII y por el Perfil Longitudinal según la línea A-B.

4.5 Determinación de los volúmenes de estéril y mineral. Coeficientes de escombreo.

La determinación de los volúmenes de estéril y mineral se hizo en base al promedio de las áreas de dos secciones transversales multiplicadas por la distancia de separación entre las secciones, o sea:

$$V = \frac{S_1 + S_2}{2} l_{1-2} ; m^3$$

V = volumen de estéril o mineral, m^3

S_1 = área de una sección o perfil transversal, m^2

S_2 = área de la otra sección o perfil transversal, m^2

l_{1-2} = distancia entre los perfiles, m.

Las áreas fueron calculadas mediante el uso del planímetro en los siguientes perfiles transversales:

Perfil IV-IV.

Perfil III-III.

Perfil II-II.

Perfil VII-VII.

Perfil I-I.

Perfil longitudinal A - B, desde la línea del Perfil IV-IV hasta el límite de la cantera.

Las distancias entre los perfiles son las siguientes:

IV-IV y III-III = 45 m.

III-III y II-II = 78 m.

II-II y VII-VII = 45 m.

VII-VII y I-I = 43 m.

La distancia transversal por la línea del perfil IV-IV entre los límites de mineral es de = 187 m.

A continuación ofrecemos en forma de tablas el resultado de los cálculos, tanto de las áreas como de los volúmenes.

Determinación de las Areas por Niveles.

Perfil IV-IV.

Nivel	Area de este- ril, m ²	Area de mineral, m ²
230	36	-
220	200	16
210	334	62
200	370	80
190	418	162
180	382	250
170	178	430
160	38	718
150	82	728
140	14	868
130	298	630
120	328	290
110	216	496
100	56	180

Perfil III-III.

Nivel	Area de es- téril, m ²	Area de mineral, m ²
210	670	-
200	826	-
190	896	-
180	446	590
170	738	286
160	660	540
150	144	644
140	76	754
130	180	650
120	388	290
110	54	84

Perfil II-II.

Nivel	Area de es- téril, m ²	Area de mineral, m ²
180	254	442
170	364	824
160	592	596
150	670	426
140	568	656
130	1038	792
120	840	864
110	250	1396
100	590	890
90	508	856
80	306	932
70	40	940

Perfil VII-VII.

Nivel	Area de es- téril, m ²	Area de mineral, m ²
160	316	-
150	390	52
140	324	248
130	560	434
120	495	214
110	480	20
100	182	240
90	100	48

Perfil I-I.

Nivel	Area de es- téril, m ²	Area de mineral, m ²
150	800	-
140	800	-
130	870	170
120	850	30
110	780	-
100	540	180
90	100	330
80	230	40

Perfil A-B, desde la línea del Perfil IV-IV hasta el límite de la cantera.

Nivel	Area de es- téril, m ²	Area de mineral, m ²
230	56	-
220	266	-
210	410	-
200	228	-
190	410	-
180	320	28
170	190	120
160	48	208
150	30	208
140	56	120
130	30	28

Determinación de los volúmenes por niveles.

Volumen entre el límite de la cantera y el perfil IV-IV.

Nivel	Volumen de es- téril, m ³	Volumen de mi- neral, m ³
230	5236	-
220	26928	-
210	38335	-
200	46636	-
190	76670	-
180	59840	5236
170	35530	22440
160	8976	38896
150	5610	38896
140	10472	22440
130	5610	5236
TOTAL	319843	133144

Volumen entre los Perfiles IV-IV y III-III.

Nivel	Volumen de es- téril, m ³	Volumen de mi- neral, m ³
230	810	-
220	4500	360
210	22590	1395
200	26910	900
190	29565	3645
180	18630	18900
170	21610	16110
160	15705	28305
150	5085	30870
140	2025	36495
130	10775	28800
120	16110	13050
110	6075	13050
100	1260	2025
TOTAL	181,630	193,905

Volumen entre los Perfiles III-III y II-II.

Nivel	Volumen de es- téril, m ³	Volumen de mi- neral, m ³
210	26130	-
200	32214	-
190	34944	-
180	27300	40248
170	42978	43290
160	48826	44304
150	13494	41730
140	25116	54990
130	47502	56238
120	47892	45006
110	11856	57720
100	23010	34710
90	19812	33384
80	11934	36348
70	1560	36660
TOTAL	414568	524628

Volumen entre los Perfiles II-II y VII-VII.

Nivel	Volumen de es- téril, m ³	Volumen de mi- neral, m ³
180	7965	9945
170	8190	18540
160	20430	13410
150	23850	10755
140	20070	20340
130	35955	27585
120	30015	10755
110	16425	31860
100	17370	25425
90	13680	20340
80	6885	20970
70	900	21150
TOTAL	201735	231075

Volumen entre los Perfiles VII-VII y I-I.

Nivel	Volumen de es- téril, m ³	Volumen de mi- neral, m ³
160	6794	-
150	25585	1118
140	24166	5332
130	30745	12986
120	28939	5246
110	27090	430
100	15523	9030
90	4300	8127
80	4945	860
TOTAL	168087	43129

Volumen Total por Niveles. Volumen Total en la Cantera.

Coefficientes de Escombrecio por Niveles:

Nivel	Volumen de estéril, m ³	Volumen de mineral, m ³	Coefficiente de escombrecio m ³ /m ³
230	6046	-	-
220	31428	360	87.3
210	87055	1395	62.4
200	105760	900	117.5
190	141179	3645	38.7
180	113735	74329	1.5
170	108308	100380	1.07
160	100731	124915	0.80
150	73624	123369	0.59
140	81849	139597	0.57
130	130567	130845	0.99
120	122956	74057	1.66
110	61446	103060	0.59
100	57163	71190	0.80
90	37792	61851	0.61
80	23764	58178	0.40
70	2450	57810	0.04
TOTAL	1'285,863	1'125,881	-

Volumen de Destape Inicial.

El volumen de destape inicial es el volumen de roca estéril comprendido entre el Nivel 190 y el Nivel 236, el cual es:

$$V_{di} = 371,468 \text{ m}^3$$

Coeficientes de escombreo.

A continuación calcularemos los coeficientes de escombreo siguientes:

- a) Coeficiente medio de escombreo (K_m).
- b) Coeficiente inicial de escombreo (K_{in}).
- c) Coeficiente medio de escombreo de explotación (K_e).
- d) Coeficiente de escombreo por niveles (K_n).

El coeficiente de escombreo por niveles se puede apreciar en la Tabla anterior, por lo que solamente nos limitaremos a la descripción de los tres primeros:

- a) Coeficiente medio de escombreo.

Este coeficiente lo determinamos de la relación entre el volumen de estéril comprendido entre los límites de la cantera más un 20 % del volumen de destape inicial correspondiente a las labores de apertura y el volumen total de reservas de mineral dentro de los límites de la cantera, esto es:

$$K_m = \frac{V_e + 20 \% V_{di}}{V_m}$$

$$K_m = \frac{1'285,863 + 0.2 \times 371,468}{1'125,881}$$

$$K_m = \frac{1'285,863 + 74,293}{1'125,881}$$

$$K_m = 1.2 \text{ m}^3 / \text{m}^3 = 0.29 \text{ m}^3 / \text{ton.}$$

- b) Coeficiente inicial de escombreo.

El coeficiente inicial de escombreo se determina por la relación del volumen de destape inicial (V_{di}) correspondiente a los límites de la cantera más el 20 % del mismo, correspondiente a la apertura y el volumen total de reservas dentro de los límites de la cantera:

$$K_{in} = \frac{V_{di} + 20 \% V_{di}}{V_m} = \frac{445,761}{1'125,881}$$

$$K_{in} = 0.39 \text{ m}^3/\text{m}^3 = 0.09 \text{ m}^3/\text{ton.}$$

c) Coeficiente medio de escombreo de explotación.

El valor de este coeficiente se determina mediante la relación entre el volumen total de estéril comprendido en los límites de la cantera menos el volumen total del destape inicial ($V_{di} + 20 \% V_{di}$) y el volumen total de reservas en los mismos límites - restándole las pérdidas de mineral en el período del destape inicial, la cual consideraremos que sea de - un 0.5 %:

$$K_e = \frac{V_e - (V_{di} + 20 \% V_{di})}{V_m - 0.5 \% V_m} =$$

$$= \frac{1'285,863 - 445,761}{1'125,881 - 5,629} = \frac{840,102}{1'120,252}$$

$$K_e = 0.7 \text{ m}^3/\text{m}^3$$

4.6 Elección del sistema de carga.

Hemos seleccionado, para llevar a cabo la carga de la roca y del mineral, una excavadora de pala mecánica directa, de fabricación checoslovaca, marca SKODA, del tipo E 2500, la cual se recomienda para el trabajo de canteras en minerales duros.

La excavadora E 2500 se encuentra equipada con 3 motores eléctricos para los mecanismos de avance, de rotación y de desplazamiento de la cuchara respectivamente. Estos motores trabajan con un voltaje de 380 ó de 500 Volts, teniendo la excavadora, para el caso que sea necesario un transformador de voltaje.

Los principales parámetros de la excavadora E 2500 se dan a continuación, los cuales pueden ser observados en el Anexo No. 1.

Capacidad de la cuchara, W	2.5 m ³
Ancho de las cadenas de orugas, A	0.65 m
Ancho del chasis con orugas, C	4.60 m
Radio de giro de la cabina, E	4.80 m
Radio de carga máximo, J	13.40 m
Altura de carga máxima, K	11.00 m
Profundidad de repaleo, L	1.80 m
Radio de descarga máximo, M	12.10 m
Altura de descarga máxima, N	7.0 m

Inclinación normal de la pluma trabajando, α	52°
Velocidad de traslación de la excavadora	0.65 Km/h.
Duración de un ciclo de trabajo (aprox.)	45 seg.
Rendimiento teórico	200 m ³ /hora

4.7 Elección del sistema de transporte.

El sistema de transporte que hemos elegido para la cantera es el sistema de transporte automotriz, mediante el uso de camiones auto-volquetas marca BERLIET, del tipo - T 25.

Los principales parámetros de estos camiones se ofrecen a continuación:

Capacidad de carga	25 ton.
Volumen de carga	18 m ³ .
Ancho del camión	3.20 m.

Este sistema de transporte automotriz es el más lógico - que se debe utilizar en esta cantera debido a la irregularidad de los cuerpos de mineral, a las grandes pendientes y a las distancias a recorrer, por lo tanto no es factible analizar otros sistemas de transporte.

El circuito o recorrido de los camiones en el frente de trabajo puede ser observado en el Anexo No. 2. Esta situación se presenta para el caso del ancho mínimo de la plazoleta de trabajo, teniendo en cuenta que pudiera realizarse el viraje circular del camión, es decir sin dar marcha atrás, en el caso de que el frente de trabajo del nivel inferior lo permita.

4.8 Determinación del número de excavadoras y de camiones.

a) Primeramente determinaremos la productividad de las excavadoras, según la siguiente fórmula:

$$P_e = \frac{T_{\text{turno}} - t_{\text{pf}}}{t_{\text{carga}} + t_{\text{cambio}}} \cdot \frac{V}{K_2}$$

P_e : productividad de la excavadora, m³/turno.

t_{turno} : tiempo de duración del turno, 480 min.

t_{pf} : tiempo de duración de las operaciones preparatorias finales, 40 min.

t_{carga} : tiempo de duración de la carga del camión.

Se determina de la siguiente manera:

$$t_{\text{carga}} = \frac{V}{W \cdot K_1} \cdot \frac{t_c}{60}$$

- V : volumen de carga del camión, 18 m³.
W : volumen de carga de la cuchara de la excavadora, 2.5 m³.
k₁ : coeficiente de llenado de la cuchara, de 0.8 - 0.9.
t_c : duración del ciclo de trabajo de la excavadora, 45 seg.

$$t_{\text{carga}} = \frac{18}{2.5 \times 0.85} \times \frac{45}{60}$$

$$t_{\text{carga}} = 6.35 \text{ min.}$$

t_{cambio} : tiempo necesario para el cambio de camiones, 1 min.

K₂ : coeficiente de esponjamiento, 2.2 (según Tablas).

De donde:

$$P_e = \frac{480 - 40}{6.35 + 1} \times \frac{18}{2.2}$$

$$P_e = 500 \text{ m}^3/\text{turno}$$

Al día esta P_e sería:

$$P_e = 500 \times 2$$

$$P_e = 1000 \text{ m}^3/\text{día.}$$

Y al año (250 días laborables):

$$P_e = 250,000 \text{ m}^3/\text{año.}$$

Conociendo el volumen de destape inicial, el cual es de 371,468 m³ y considerando que la 1ra. etapa - o destape inicial debe hacerse en 190 días laborables, calcularemos el volumen que tendría que cargar una excavadora diariamente:

$$371,468 \div 190 = 1955 \text{ m}^3/\text{día.}$$

Teniendo en cuenta la productividad de la excavadora según los cálculos anteriores y las futuras etapas - de explotación donde habrá que cargar roca estéril y mineral al mismo tiempo, observamos que 1 excavadora no es suficiente, por lo que determinamos que trabajarán 2 excavadoras, las cuales tendrían que cumplir

la siguiente productividad como mínimo:

$$1955 + 2 = 978 \text{ m}^3/\text{día} = 89 \text{ m}^3/\text{turno}.$$

b) Determinación del número de camiones para cargar roca estéril.

Determinaremos primeramente el número de camiones necesarios para llevar a cabo la primera etapa o destape inicial, para ello calcularemos el tiempo de recorrido del camión, es decir, desde el momento en que es cargado, va hasta las escombreras, descarga y regresa para ser cargado nuevamente. Este tiempo de recorrido o ciclo lo hallaremos de la siguiente manera:

$$T_{\text{rec}} = t_{\text{carga}} + t_{\text{mc}} + t_{\text{desc}} + t_{\text{mv}} + t_e$$

t_{carga} : tiempo de carga del camión, 6.35 min.

t_{mc} : tiempo de movimiento del camión cargado.

t_{desc} : tiempo de descarga del camión, 1 min.

t_{mv} : tiempo de movimiento del camión vacío.

t_e : tiempo par esperas y paradas posibles, 2-3 min.

Para determinar el t_{mc} , tenemos que considerar que en esta primera etapa el camión cargado tiene que descender por una pendiente en zig-zag, por lo que deberá ir con una velocidad baja, la cual asumimos que sea de 5 Km/hora como promedio. La distancia hasta la escombrera vamos a suponerla de 300 m. Por lo tanto,

$$t_{\text{mc}} = \frac{0.30}{5} = 0.06 \text{ horas.}$$

$$t_{\text{mc}} = 3.6 \text{ min.}$$

Considerando que el camión cuando regresa vacío puede aumentar en velocidad hasta 30 Km/hora y que al comenzar el ascenso disminuirá, tomaremos una velocidad promedio de 10 Km/hora para calcular el t_{mv} :

$$t_{\text{mv}} = \frac{0.30}{10} = 0.03 \text{ horas.}$$

$$t_{\text{mv}} = 1.8 \text{ min.}$$

Luego, el tiempo de recorrido será:

$$T_{rec} = 6.35 + 3.6 + 1 + 1.8 + 2.5 = 15.25 \text{ min.}$$

De donde tomamos:

$$T_{rec} = 16 \text{ min.}$$

La cantidad de camiones necesarios para cargar la roca estéril se calcula siguiendo el siguiente proceso:

1). Determinamos el volumen de estéril en una cuchara de la excavadora:

$$V_{e_e} = W \times K_c$$

V_{e_e} : volumen de estéril en una cuchara, m^3 .

W : volumen de la cuchara de la excavadora, $2.5 m^3$.

K_c : coeficiente de llenado de la cuchara, 0.85

$$V_{e_e} = 2.5 \times 0.85$$

$$V_{e_e} = 2.125 m^3$$

2). Determinamos el peso del estéril que ocupa la cuchara:

$$P_{e_e} = \frac{V_{e_e} \times \gamma_e}{K_e}$$

P_{e_e} : peso de estéril en una cuchara, ton.

γ_e : peso volumétrico de la roca estéril, $3.1 \text{ ton}/m^3$.

K_e : coeficiente de esponjamiento, 2.2 para el estéril.

$$P_{e_e} = \frac{2.125 \times 3.1}{2.2}$$

$$P_{e_e} = 3 \text{ ton.}$$

3). La cantidad de cucharas necesarias para cargar el camión será:

$$N_e = \frac{V \times K_a}{V_{e_e}}$$

N_e : cantidad de cucharas necesarias para cargar el camión.

V : Volumen de carga del camión, $18 m^3$

K_a : coeficiente de aprovechamiento de la cama del camión, 0.9 para el estéril.

$$N_e = \frac{18 \times 0.9}{2.125} = 7.5$$

Luego:

$$N_e = 8 \text{ cucharas.}$$

40. El peso de estéril en el camión está dado por:

$$Pe_c = N_e \times Pe_e$$

Pe_c : peso de estéril en el camión, ton.

$$Pe_c = 8 \times 3$$

$$Pe_c = 24 \text{ ton.}$$

De donde, el aprovechamiento de la capacidad de carga del camión será:

$$\frac{24}{25} \times 100 = 96 \%$$

5). Ahora determinaremos el número de ciclos necesarios en un día, teniendo en cuenta para ello la productividad diaria de estéril y el peso del mismo en el camión, esto es:

$$N_e = \frac{P_{de} \times Y_e}{Pe_c}$$

N_e : número de ciclos en un día necesarios para carga la roca estéril.

P_{de} : productividad diaria de estéril, 1955 m³

Y_e : peso volumétrico de la roca estéril, 3.1 ton/m³.

Pe_c : peso de estéril en el camión, 24 ton.

$$N_e = \frac{1955 \times 3.1}{24}$$

$$N_e = 254 \text{ ciclos/día.}$$

6). El número de ciclos que podrá realizar un camión en un turno será:

$$N_c = \frac{T_{\text{turno}}}{T_{\text{rec}}}$$

T_{turno} : tiempo de duración del turno, que si tomamos un coeficiente de aprovechamiento del turno de 0.9 será: 480 x 0.9 = 432 min.

T_{rec} : tiempo de recorrido del camión, 16 min.

$$N_c = \frac{432}{16}$$

$$N_c = 27 \text{ ciclos/turno.}$$

$$N_c = 54 \text{ ciclos/día.}$$

Por lo que el número de camiones necesarios para llevar a cabo la 1ra. etapa del desarrollo de la cantera será:

$$N_e = \frac{N_c}{N_c}$$

$$N_e = \frac{254}{54} = 4.7$$

$$N_e = 5 \text{ camiones.}$$

c) Determinación del número de camiones para cargar mineral.

Primeramente calculamos la duración del ciclo o - tiempo de recorrido del camión desde el frente de trabajo hasta la Planta de Beneficio; de igual manera, tenemos:

$$T_{rec} = t_{carga} + t_{mc} + t_{desc} + t_{mv} + t_e$$

t_{carga} : tiempo de carga del camión, 6.35 min.

t_{mc} : tiempo de movimiento del camión cargado.

t_{desc} : tiempo de descarga del camión, 1 min.

t_{mv} : tiempo de movimiento del camión vacío.

t_e : tiempo por esperas y paradas posibles, 2-3 min.

Consideraremos para calcular el t_{mc} que la planta de beneficio está aproximadamente a unos 2 Km. de la cantera y que el camión puede alcanzar una velocidad promedio de 25 Km/hora; de donde:

$$t_{mc} = \frac{2}{25} = 0.08 \text{ horas.}$$

$$t_{mc} = 4.8 \text{ min.}$$

Cuando regresa vacío, suponemos que el camión - puede alcanzar una velocidad promedio de 30 Km/hora; luego:

$$t_{mv} = \frac{2}{30} = 0.06 \text{ horas}$$

$$t_{mv} = 3.6 \text{ min.}$$

Por tanto, el tiempo de recorrido del camión será:

$$T_{rec} = 6.35 + 4.8 + 1 + 3.6 + 2.5 = 18.25$$

$$T_{rec} = 19 \text{ min.}$$

Ahora, para determinar el número de camiones necesarios para cargar el mineral, seguiremos el mismo proceso anterior:

- 1). El volumen de mineral en la cuchara de la excavadora será aproximadamente el mismo, o sea:

$$V_{me} = W \times K_c$$

$$V_{me} = 2.5 \times 0.85$$

$$V_{me} = 2.125 \text{ m}^3$$

- 2). El peso de mineral en la cuchara será:

$$P_{me} = \frac{V_{me} \times \gamma_m}{K_e}$$

P_{me} : peso de mineral en una cuchara, ton.

γ_m : peso volumétrico del mineral, 4.13 ton/m³

K_e : coeficiente de esponjamiento, 2.3 para el mineral.

$$P_{me} = \frac{2.125 \times 4.13}{2.3}$$

$$P_{me} = 3.8 \text{ ton.}$$

- 3). La cantidad de cucharas de mineral que harán falta para cargar el camión es de:

$$N_m = \frac{V \times K_a}{V_{me}}$$

N_m : cantidad de cucharas necesarias para cargar el camión de mineral.

V : volumen de carga del camión, 18 m^3
 K_a : coeficiente de aprovechamiento de la cama del camión, 0.7 para el mineral.

$$N_m = \frac{18 \times 0.7}{2.125} = 5.9$$

$$N_m = 6 \text{ cucharas.}$$

4). El peso de mineral en el camión estará dado por:

$$P_{mc} = N_m \times P_{m_e}$$

P_{mc} : peso del mineral en el camión, ton.

$$P_{mc} = 6 \times 3.8 = 22.8 \quad 23 \text{ ton.}$$

$$P_{mc} = 23 \text{ ton.}$$

Por lo que el aprovechamiento de la capacidad de carga del camión para el mineral será:

$$\frac{23}{25} \times 100 = 92 \%$$

5). El número de ciclos necesarios en un día se calcula de la misma manera que para el mineral:

$$N_m = \frac{P_{dm}}{P_{mc}}$$

N_m : número de ciclos en un día necesarios - para cargar el mineral.

P_{dm} : productividad diaria de mineral, 800 ton.

P_{mc} : peso de mineral en el camión, 23 ton.

$$N_m = \frac{800}{23} = 34.7$$

$$N_m = 35 \text{ ciclos/día.}$$

6). El número de ciclos en un turno que puede realizar un camión, se halla igual que en el caso anterior:

$$N_c = \frac{T_{\text{turno}}}{T_{\text{rec}}}$$

$$N_c = \frac{432}{19} = 22.7$$

$N_c = 23 \text{ ciclos/turno,}$
 que diarios serán:

$$N_c = 46 \text{ ciclos/día.}$$

De donde el número de camiones necesarios para cargar el mineral será:

$$N_m = \frac{N_m}{N_e}$$

$$N_m = \frac{35}{46} = 0.76$$

$$N_m = 1 \text{ camión.}$$

d). Determinación del número total de camiones.

Por lo que podemos observar de los cálculos, tenemos que escoger la mayor cantidad de camiones, que serían los 5 que necesito en la primera etapa, y además teniendo en cuenta que es necesario tener un camión de reserva, el número total de camiones será:

$$N_t = 6 \text{ camiones.}$$

4.9 Trabajos de perforación y explosión. Determinación de los equipos. Formación de escombreras.

Los trabajos de perforación y explosión en la cantera, se han realizado fundamentalmente en base a la formación de un volumen tal de rocas arrancadas del macizo - que garanticen la mayor productividad de la excavadora, de manera que se logre diariamente la productividad programada.

A continuación ofrecemos el desarrollo de los cálculos de los trabajos de perforación y explosión.

a) Determinación de la distancia desde el taladro al borde del escalón y de la línea de menor resistencia.

La distancia desde el taladro al borde del escalón (a_1) al ser el mismo inclinado $65^\circ - 70^\circ$ según hemos determinado que sea, será aproximadamente igual a la línea de menor resistencia por el piso (W_1) y - ésta a su vez por la misma razón se considera igual a la línea de menor resistencia (W).

La línea de menor resistencia por el piso se determina para taladros inclinados paralelos al talud, - por la siguiente fórmula:

$$W_1 = W = \frac{\sqrt{p^2 + \frac{gmpHl_t}{2gmH}} - p}{2gmH}$$

p : cantidad de ME que se distribuye en 1 metro de

taladro, se determina por la fórmula reducida siguiente:

$$p = 0.785 D^2 \delta$$

D : diámetro del taladro, 100 mm.

δ : densidad de la carga de ME, 0.95 gr/cm³ para la Sernogranulita 80/20.

$$p = 0.785 \times 10^2 \times 0.95$$

$$p = 74.6 \text{ gr/cm.}$$

$$p = 7.46 \text{ Kg/m.}$$

H : altura del escalón, 10 m.

l_t : profundidad del taladro, para taladros inclinados:

$$l_t = \frac{H}{\text{sen } \alpha} + L_{ex}$$

l_{ex} : longitud extra-perforada que para un coeficiente de dureza 10-14 es igual a 1.1 m.

α : ángulo del talud del escalón, 70°.

$$l_t = \frac{10}{\text{sen } 70} + 1.1 = \frac{10}{0.93} + 1.1$$

$$l_t = 11.85 \text{ m.}$$

g : gastos específico de ME, 0.5 Kg/m³

m : coeficiente de aproximación de los taladros, oscila entre los límites de 1.0 - 1.6 para explosión brevemente retardada.

De donde:

$$W = \frac{\sqrt{(7.46)^2 + 4 \times 0.5 \times 1 \times 7.46 \times 10 \times 11.85} - 7.46}{2 \times 0.5 \times 1 \times 10}$$

$$W = \frac{\sqrt{55.65 + 1768} - 7.46}{10}$$

$$W = 3.50 \text{ m.}$$

b) Distancia entre los taladros.

$$a = mW$$

a : distancia entre taladros, m.

m : coeficiente de aproximación de los taladros, 1

W : línea de menor resistencia, 3.50 m.

Luego:

$$a = 3.50 \text{ m.}$$

c) Distancia entre filas de taladros.

Esta distancia se determina según la distribución de los taladros en el frente. Para la distribución triangular se calcula como sigue:

$$a_2 = a \text{ sen } 60^\circ$$

a_2 : distancia entre filas de taladros, m.

a : distancia entre taladros, m.

$$a_2 = 3.50 \times 0.86$$

$$a_2 = 3.0 \text{ m.}$$

d) Longitud de avance del frente en la primera etapa.

El avance del frente depende del volumen diario de estéril que queremos obtener para poder realizar el destape inicial en el tiempo señalado:

$$V_e = \frac{V_{di}}{T_{di}} ; \text{ m}^3/\text{día.}$$

V_{di} : volumen de destape inicial, 371,468 m³

T_{di} : tiempo en que se realizará el destape inicial, 190 días laborables.

$$V_e = \frac{371468}{190}$$

$$V_e = 1955 \text{ m}^3/\text{día.}$$

Este volumen, según las dimensiones del frente de trabajo se calcularía de la siguiente manera:

$$V_e = \frac{H}{\text{sen} \alpha} \times a_1 \times l_{de}$$

H : altura del escalón, 10 m.

a_1 : distancia desde el taladro al borde del escalón, 3.50 m.

l_{de} : longitud de avance del frente en el estéril, m/día.

Luego, l_{de} será:

$$l_{de} = \frac{V_e \text{ sen} \alpha}{H \cdot a_1}$$

$$l_{de} = \frac{1955 \times 0.93}{10 \times 3.50}$$

$$l_{de} = 52 \text{ m/día.}$$

e) Número de taladros diarios en el estéril.

$$N_{de} = \frac{l_{de}}{a}$$

$$N_{de} = \frac{52}{3.50}$$

$$N_{de} = \underline{15 \text{ taladros/días.}}$$

f) Longitud de perforación diaria en estéril.

$$L_{de} = N_{de} \cdot l_t$$

N_{de} : número de taladros por día, 15.

l_t : longitud del taladro, 11.85 m.

$$L_{de} = 15 \times 11.85$$

$$L_{de} = \underline{177.75 \text{ m/día.}}$$

Para determinar los parámetros anteriormente calculados en las sucesivas etapas de explotación en las que se explota mineral fundamentalmente, se procede de igual manera:

g) Longitud de avance del frente en el mineral.

$$V_m = \frac{V_{ma}}{T_a}$$

V_{ma} : volumen de mineral a explotar anualmente o productividad anual, 50,000 m³/año.

T_a : tiempo o días laborables al año, 250 días.

$$V_m = \frac{50000}{250}$$

$$V_m = 200 \text{ m}^3/\text{día}$$

Este volumen en el macizo será:

$$V_m = \frac{H}{\sin \alpha} \cdot a_1 \cdot l_{dm}$$

l_{dm} : longitud de avance en el mineral, m/día.

$$l_{dm} = \frac{V_m \sin \alpha}{H \cdot a_1}$$

$$l_{dm} = \frac{200 \times 0.93}{10 \times 3.50}$$

$$l_{dm} = 5.3 \text{ m/día.}$$

h) Número de taladros diarios en el mineral.

$$N_{dm} = \frac{l_{dm}}{a}$$

$$N_{dm} = \frac{5.3}{3.5} = 1.5$$

$$N_{dm} = 2 \text{ taladros/día.}$$

i) Longitud de perforación diaria en el mineral.

$$L_{dm} = N_{dm} \cdot l_t$$

$$L_{dm} = 2 \times 11.85$$

$$L_{dm} = 23.7 \text{ m/día.}$$

j) Salida de roca por metro de perforación.

La salida de roca, tanto para el estéril como para el mineral se calcula según la siguiente relación;

$$r = \frac{H \cdot a_1 \cdot a}{\text{sen } \alpha \cdot l_t}$$

r : salida de roca por metro de perforación, m³/m.

a₁ : distancia desde el taladro al borde del escalón, 3.50 m.

a : distancia entre taladros, 3.50 m.

l_t : longitud o profundidad del taladro, 11.85 m.

α : ángulo del talud del escalón, 70°.

Por tanto,

$$r = \frac{10 \times 3.50 \times 3.50}{0.93 \times 11.85} = \frac{92.16}{11}$$

$$r = 11 \text{ m}^3/\text{m.}$$

A modo de comprobación de los cálculos anteriores:

$$V_e = r \cdot L_{de}$$

V_e : volumen diario de estéril, m³/día, el cual habíamos determinado que era de 1955 m³/día.

L_{de} : longitud de perforación diaria en estéril,
177.75 m/día.

De donde:

$$V_e = 11 \times 177.75$$

$$V_e = 1955 \text{ m}^3/\text{día.}$$

k) Elección del equipo de perforación. +

Para elegir el equipo de perforación debemos tener - en cuenta la dureza de las rocas a perforar, las cuales sabemos que son bastante duras ($f = 10$), por lo que la energía fundamental para destruir la roca debe ser el golpe y como secundaria la energía que ofrece el momento torsional de la barrena al girar.

Por tanto, entre los métodos de perforación mecánicos, escogemos el de percusión con giro. No analizamos - otros métodos porque no resultarían ventajosas en este tipo de roca, excepto el método de percusión y cable que sí puede trabajar en rocas duras, pero queda - excluido debido a que los taladros que se van a perforar tienen un ángulo de inclinación de 65° - 70° y estas máquinas no podrían realizarlo.

Y entre las máquinas de percusión con giro escogemos la máquina perforadora UDAREX de construcción polaca o, en su defecto, alguna con parámetros similares a los de ella, los cuales se dan a continuación:

Profundidad de perforación	100 m..
Diámetro del taladro	80-100 mm.
Longitud de las barrenas	3.0 m..
Diámetro de la barrena	57-76 mm..
Velocidad de giro	10-60 rpm.
Velocidad de avance (trabajando)	0.4-0.6 m/min.
Velocidad de avance (en vacío)	5 m/min..
Presión de aire	4-7 atm.
Gasto de aire comprimido	2.6 - 3.6 m ³ /min.
Longitud de la máquina	4325 mm.
Ancho de la máquina	1725 mm.
Altura de la máquina (trabajando)	5000 mm.
Altura de la máquina para el transporte	2050 mm.
Peso de la máquina	1725 mm.

1) Productividad de la máquina perforadora UDAREX.

La productividad de la perforadora se determina según

la siguiente fórmula práctica:

$$P_p = \frac{T_t - t_{pf}}{t_{per} + t_a}$$

P_p : productividad de la máquina perforadora, m/turno.

T_t : duración del turno de trabajo, 480 min.

t_{pf} : tiempo de operaciones preparatorias finales, 30 - 40 min.

t_a : tiempo para las operaciones auxiliares para perforar 1 metro de taladro 5 - 15 min.

t_{per} : tiempo para perforar 1 metro de taladro, min.
Depende de la velocidad de perforación según la dureza de las rocas.

Tomamos según características técnicas de la perforadora UDAREX, una velocidad de perforación de 0.4 m/min.
Luego, el t_{per} será:

$$t_{per} = \frac{1 \text{ m}}{0.4 \text{ m/min.}}$$

$$t_{per} = 2.5 \text{ min.}$$

De donde, la productividad de la máquina perforadora será:

$$P_p = \frac{480 - 40}{2.5 + 10}$$

$$P_p = 35 \text{ m/turno.}$$

$$P_p = 70 \text{ m/día.}$$

m) Determinación del número de máquinas de perforación necesarias.

Para el estéril.

$$N_e = \frac{L_{de}}{P_p}$$

L_{de} : longitud de perforación diaria en estéril, 177.75 m/día.

P_p : productividad de la máquina perforadora, 70 m/día.

$$N_e = \frac{177.75}{70} = 2.5$$

$$N_e = 3 \text{ máquinas de perforación.}$$

Para el mineral:

$$N_m = \frac{L_{dm}}{P_p}$$

L_{dm} : longitud de perforación diaria en mineral,
52 m/día.

$$N_m = \frac{52}{70} = 0.7$$

$$N_m = 1 \text{ máquina perforadora.}$$

Por lo tanto, las máquinas perforadoras necesarias - para llevar a cabo la explotación de la cantera serán tres, en base a los cálculos realizados, además teniendo en cuenta que se debe tener una perforadora de reserva, el número total de máquinas de perforación - UDAREX será:

$$N_t = 4 \text{ máquinas de perforación.}$$

n) Determinación de la cantidad de materia explosiva.

Se determina para el destape inicial de la siguiente manera:

$$Q = q \cdot V_{di}$$

Q : peso de la ME necesaria para llevar a cabo el destape inicial, Kg.

q : gasto específico de ME, 0.4 - 0.6 Kg/m³

V_{di} : volumen de destape inicial, 371468 m³

$$Q = 0.5 \times 371468$$

$$Q = 185,734 \text{ Kg. de ME.}$$

Por taladro será:

$$Q_i = \frac{185734 \text{ Kg. de ME}}{15 \text{ taladros/día} \times 190 \text{ días}}$$

$$Q_i = 65 \text{ Kg. de ME/taladro.}$$

ñ) Longitud de carga del taladro.

$$l_c = \frac{Q_i}{p}$$

p : cantidad de ME que se distribuye en 1 taladro,
7.46 Kg/m.

l_c : longitud de carga del taladro, m.

$$l_c = \frac{65}{7.46}$$

$$l_c = 8.75 \text{ m.}$$

o) Longitud de relleno del taladro.

Esta distancia se halla fácilmente, por diferencia:

$$l_r = l_t - l_c$$

$$l_r = 11.85 - 8.75$$

$$l_r = 3.10 \text{ m.}$$

p) Determinación del ancho de la banda y del número de - fuentes de explotación.

El ancho de la banda de explotación de las fuentes de trabajo la determinaremos según la fórmula del "Libro Guía de las Labores Mineras", Tomo I, de Seshko, aplicable para los casos en que se usa el método de perforación y explosión.

$$A = H \cdot n' (1 + n'')$$

A : ancho de la banda en el frente, m.

H : altura del escalón, 10 m.

n' : relación entre la línea de menor resistencia y la altura del escalón, o sea:

$$n' = \frac{W}{H}$$

$$n' = \frac{3.50}{10}$$

$$n' = 0.35$$

n'' : relación entre la distancia entre las filas de taladros y la línea de menor resistencia, es decir:

$$n'' = \frac{a_2}{W}$$

$$n'' = \frac{3.0}{3.50}$$

$$n'' = 0.86$$

Por tanto:

$$A = 10 \times 0.35 (1 + 0.86)$$

$$A = 6.50 \text{ m.}$$

El número de frentes de trabajo lo determinaremos en base al número de equipos calculados, - por lo tanto, en la primera etapa trabajarán - tres frentes de estéril, que bien pudieran ser

dos en el mismo nivel y el otro en el nivel inferior o viceversa, según las dimensiones del nivel.

En las siguientes etapas, en las que mayormente se va a explotar mineral y al mismo tiempo habrá que sacar el estéril existente entre los cuerpos de mineral, se podrán tener en un mismo nivel dos frentes de trabajo, uno en mineral y el otro en estéril, además se puede tener la otra perforadora en el siguiente nivel inferior haciendo trabajos de preparación, y así sucesivamente según se presente la relación mineral-estéril en los respectivos niveles.

q) Distribución de los taladros.

La distribución de los taladros depende del ancho de la banda (A) determinado anteriormente. Según esta dimensión y según las distancias entre filas de taladros (a_2) y la línea de menor resistencia (W) observamos que los 15 taladros se tienen que distribuir en dos filas, siguiendo el sistema triangular de distribución.

Las dimensiones de los taladros, la distancia entre ellos y la longitud de carga de ME y de relleno se puede observar en el Anexo No. 3.

r) Método de explosión.

El método de explosión que vamos a usar es el de explosiones brevemente retardadas mediante el uso de detonadores eléctricos con distinto grado de retardo.

El intervalo de retardo debe estar entre los 30 - 40 milisegundos entre las filas de taladros, siendo el orden de explosión entre las mismas, de afuera hacia adentro, o sea que primero explotaría la primera fila y luego la segunda.

s) Materia explosiva y material de relleno.

En cuanto a la ME, que se debe utilizar en la explosión de los taladros, debemos tener en cuenta que la misma está en función de la dureza de las rocas y de la presencia de agua en los taladros.

Según pudimos catalogar, recomendamos el uso de la ME tipo Sernogranulita 80/20 constituida por Amonita con Nitrato amónico granulado o en su defecto, cualquier otra ME utilizada corrientemente.

en la explotación de canteras por la Empresa Consolidada de la Minería.

El material de relleno proponemos que sea una mezcla de arena y arcilla, la cual debe cubrir el espacio comprendido entre la ME y la boca del taladro.

t) Trituración secundaria.

Las rocas que resultan después de la explosión - deben tener un tamaño máximo el cual depende de las dimensiones de la cuchara de la excavadora y se calcula de la siguiente manera:

$$d = 0.8 \sqrt[3]{W}$$

d : tamaño máximo de la roca, m.

W : volumen de la cuchara de la excavadora,
2.5 m³

$$\begin{aligned} d &= 0.8 \sqrt[3]{2.5} \\ &= 0.8 \times 1.36 \\ d &= 1.08 \text{ m.} \end{aligned}$$

Las rocas que resulten mayores que esta dimensión, deberán someterse a un proceso de trituración secundaria, que bien puede ser por medios mecánicos según se presente el pedazo de roca; si por el contrario resultara muy difícil su destrucción, recomendamos el uso de perforadoras manuales como por ejemplo la perforadora ligera de construcción soviética PR-24L.

Estas perforadoras que serían en total 3 (una para cada frente de trabajo), tienen las siguientes características técnicas:

Peso de la perforadora	24 Kg.
Cantidad de golpes	3000 golpes/min.
Trabajo del golpe	5.0 Kg.
Momento torsor	200.0 Kg.
Gasto de aire comprimido	3.5 m ³ /min.
Diámetro de la barrena	25 mm.

u) Elección del compresor de aire.

El tipo de compresor así como el número de ellos lo elegimos en base al gasto de aire comprimido de las perforadoras y al número de ellas.

Teniendo en cuenta que el gasto máximo de aire de la máquina perforadora UDAREX es de 3.6 m³/min. y que tenemos tres perforadoras trabajando, ten-

driamos un gasto máximo de $10.8 \text{ m}^3/\text{min}$.

Hemos considerado que es más racional el uso de compresores móviles y entre éstos, teniendo en cuenta lo expresado anteriormente, hemos elegido dos compresores marca AFMOS de construcción checoslovaca del tipo DK-600, cuyos parámetros principales se dan a continuación:

Cantidad de aire suministrada	$10 \text{ m}^3/\text{min}$.
Presión de servicio	7. atm.
Presión máxima	8.75 atm.
Refrigeración	por aire.

Como tenemos tres perforadoras en tres frentes de trabajo, un compresor trabajará para dos máquinas de perforación (las dos que se encuentran en el mismo nivel de explotación) y el otro trabajará en el nivel inferior.

Como se puede observar, habrá un compresor que - trabajará menos que el otro; por lo tanto, cada cierto tiempo deberá tener lugar el intercambio de los compresores con el objeto de alargar sus vidas de servicio.

v) Formación de escombreras.

Las escombreras que se formarán como resultado de la explotación del lote Chiquita, estarán situadas fuera de los límites de la cantera, por lo que serán escombreras exteriores, las cuales, considerando que las rocas se transportan en camiones auto-volquetas de gran capacidad, serán formadas por Bulldozers.

Dentro de las escombreras con bulldozers, pueden existir dos variantes:

1. Método de formación por la periferia.
2. Método de formación por la superficie.

En el primer método, el camión descarga a unos 3-6 m. de la periferia y se usa para rocas duras y estables, mientras que en el segundo método se usa para rocas suaves de poca estabilidad, por lo que el camión descargará hacia el centro de la escombrera.

Nosotros, según las propiedades físico-mecánicas de la roca estéril, tenemos las condiciones de aplicación del primer método, donde el bulldozer se encargará de distribuir por toda la periferia de la escombrera, la roca depositada por los camiones.

Recomendamos para este tipo de trabajo, un bulldozer de construcción francesa marca RICHARD - CONTINENTAL del tipo CD8D equipado con motor - BERLIET Diesel MDZ 23 M de 6 cilindros.

4.10 Elementos y parámetros principales de la cantera y del frente de trabajo.

a) Altura de los escalones.

La altura de los escalones se determinó que fuera de 10 m. en base a las propiedades físico-mecánicas de las rocas y a las dimensiones del equipo de carga. Como comprobación hallaremos la altura del escalón por la fórmula del académico soviético N.V. MELNIKOV:

$$H = 0.7 b \sqrt{\frac{\operatorname{sen} \alpha \operatorname{sen} \beta}{K n' (1+n'') \operatorname{sen} (\alpha - \beta)}}$$

H : altura del escalón, m.

b : ancho del montón de rocas después de la explosión, m.

$$b = 0.8 (R_c + R_d)$$

R_c : radio de carga de la excavadora, 13 m.

R_d : radio de descarga de la excavadora, 12 m.

$$b = 0.8 \times 25$$

$$b = 20 \text{ m. (aproximadamente).}$$

K : coeficiente de esponjamiento, 2.2

α : ángulo del talud antes de la explosión, 70°

β : ángulo del talud después de la explosión, 30°

n' : relación entre la línea de menor resistencia y la altura del escalón, o sea:

$$n' = \frac{W}{H} = \frac{3.50}{10}$$

$$n' = 0.35$$

n'' : relación entre la distancia entre filas de taladros y la línea de menor resistencia, o sea:

$$n'' = \frac{a_2}{W} = \frac{3.0}{3.50}$$

$$n'' = 0.86$$

Por lo tanto:

$$H = 0.7 \times 20 \sqrt{\frac{0.93 \times 0.5}{2.2 \times 0.35 (1+0.86)0.64}}$$

$$= 14 \sqrt{0.5}$$

$$H = 9.92 \text{ m}$$

Este valor nos indica que la altura del escalón por nosotros escogida se aproxima a la determinada por los cálculos.

b) Número de escalones.

Considerando la cantera por su parte más alta - hasta el fondo mismo, tiene un total de 17 escalones.

De estos escalones, desde la cota 236 hasta la 190 son escalones de destape, o sea, 5 escalones de estéril. En los restantes 12 escalones comienza el arranque del mineral con sus intercalaciones de estéril a la vez.

c) Ángulo del talud de los escalones.

El ángulo del talud de los escalones lo tomamos igual a 70° (tanto para la roca estéril como para el mineral), en base a la estabilidad y al coeficiente de dureza. Las normas recomiendan - para estos coeficientes de dureza, un ángulo de talud que oscila entre $70^\circ - 80^\circ$; por lo tanto, nosotros tomamos 70° .

d) Ancho mínimo de la plazoleta de trabajo.

El ancho de la plazoleta de trabajo está en función de las dimensiones de la excavadora y del tipo de transporte utilizados así como de los parámetros de los trabajos de perforación y explosión; por consiguiente, el ancho mínimo de la plazoleta de trabajo se determina de la siguiente manera:

$$B = A + X + C + T + Z \quad (\text{Ver Anexo No. 4}).$$

B : ancho mínimo de la plazoleta de trabajo, m.

A : ancho de la banda de explotación antes de la explosión, 6.50 m.

X : aumento del ancho del montón de rocas después de la explosión, m.

C : distancia entre el pie del montón de rocas después de la explosión y el borde más próximo de la vía de transporte, - -

$$C = 1.5 - 2.0 \text{ m}, C = 1.65 \text{ m.}$$

T : ancho de la banda de transporte determina-

do según las dimensiones del tipo de transporte, tomamos 5.0 m.

Z : ancho de la banda de seguridad establecido por la intersección del plano de deslizamiento con el plano de la plazqueta de trabajo del escalón, m.

La magnitud del ancho del montón de rocas después de la explosión (X) la vamos a determinar por tres fórmulas:

Según E.F. Shecko:

$$X = A \left(K \frac{H}{H_1} - 1 \right) + \frac{H}{24}$$

K : coeficiente de esponjamiento, 2.2

H : altura del escalón, 10 m.

H₁ : altura del montón de rocas, se determina según la siguiente relación:

$$H_1 = (0.8 - 0.9) H$$

por tanto:

$$H_1 = 8.5 \text{ m.}$$

$$\mu = \frac{t_g \alpha \quad t_g \beta}{t_g \alpha - t_g \beta}$$

α : ángulo del talud del escalón, 70°.

β : ángulo del talud del montón de rocas, 20° - 35°, tomamos 30°

$$\begin{aligned} &= \frac{t_g 70^\circ \cdot t_g 30^\circ}{t_g 70^\circ - t_g 30^\circ} \\ &= \frac{2.74 \times 0.57}{2.74 - 0.57} \end{aligned}$$

$$\mu = 0.71$$

Por lo que, sustituyendo en la fórmula de Shecko:

$$X = 6.5 \left(2.2 \times \frac{10}{8.5} - 1 \right) + \frac{10}{2 \times 0.71}$$

$$X = 17.27 \text{ m.}$$

Según N. V. Melnikov.

$$A + X = 1.41 H \sqrt{\frac{K n' (1+n'') \cdot \text{sen } (\alpha - \beta)}{\text{sen } \alpha \cdot \text{sen } \beta}}$$

$$= 1.41 \times 10 \sqrt{\frac{2.2 \times 0.35 (1+0.86) 0.64}{0.93 \times 0.5}}$$

$$A + X = 19.88$$

$$X = 19.88 - 6.50$$

$$X = 13.38 \text{ m.}$$

Según los parámetros de la excavadora.

$$A + X = R_c + R_d - C$$

R_c : radio de carga de la excavadora, 13.4 m.

R_d : radio de descarga de la excavadora, 12.1 m.

$$A + X = 13.4 + 12.1 - 1.75$$

$$A + X = 23.75$$

$$X = 23.75 - 6.5$$

$$X = 17.25 \text{ m.}$$

Según podemos observar, de los cálculos, vamos a tomar 17.25 m. ya que lo que deseamos es el ancho mínimo y por tanto esta dimensión nos ofrecerá más seguridad en los trabajos.

El valor del ancho de la banda de seguridad o prisma de derrumbe se determina de la manera siguiente:

$$Z = H (\cot \gamma - \cot \alpha)$$

γ : ángulo estable del talud del escalón, 50°

α : ángulo del talud del escalón, 70°

$$Z = 10 (\cot 50^\circ - \cot 70^\circ)$$

$$= 10 (9.92 - 9.56)$$

$$Z = 3.6 \text{ m.}$$

De donde el ancho mínimo de la plazoleta de trabajo es:

$$B = 6.50 + 17.25 + 1.65 + 5.0 + 3.6$$

$$B = 34.0 \text{ m.}$$

e) Profundidad última de la cantera.

La profundidad última de la cantera considerándola desde la cota 236 hasta el nivel 70, es de - 166 metros.

Es necesario aclarar que estos 166 m. constituyen la profundidad máxima de la cantera, ya que la profundidad varía en función de la topografía de la superficie de la zona.

f) Dimensiones de la cantera.

Las dimensiones de la cantera, tomadas del plano del estado final de la cantera, medidas según el largo y el ancho máximos de la misma, son aproximadamente las siguientes:

Largo = 350 metros.

Ancho = 250 metros.

4.11 Organización y planificación de los trabajos mineros.
En el presente epígrafe expondremos la Planificación-
General de los Trabajos Mineros durante la Apertura y
Desarrollo de la Cantera.

En primer lugar comenzarían los trabajos de acceso a-
la zona así como el desbroce del área de la cantera.-
Los trabajos de acceso consistirían en la ampliación-
y reconstrucción del terraplén que vá desde la Carre-
tera de Baconao hasta la Cantera. Paralelamente con -
este trabajo pueden comenzar los trabajos de desbroce
el cual va a ser realizado por 2 Bulldozers en un ---
tiempo de 80 días laborables aproximadamente, este --
tiempo consideramos que puede ser el mismo para lle -
var a cabo los trabajos de acceso.

Una vez terminados estos trabajos pueden comenzar los
trabajos de Construcción Civil, los que aproximadamen
te se realizarían en 50 días laborables.

Después de haber realizado estos trabajos que podría-
mos llamar Preparatorios, comenzarían los trabajos --
propiamente Mineros, que a su vez se desarrollarían -
en 2 partes: el Destape Inicial y la Explotación del-
Mineral.

El destape inicial se llevará a cabo en ¹⁸⁰ 190 días labo
rables.

La Explotación del Mineral propiamente dicho, se efec
tuará el resto del tiempo de existencia de la Cantera,
conjuntamente con el cual tendría lugar el arranque -
de la roca estéril intercalada entre los cuerpos de -
mineral.

La Planificación de los Trabajos Mineros puede ser ob
servada más claramente en el Anexo No. 5 confecciona-
do con el fin de ser más objetivos en lo que al tiem
po de desarrollo de estos trabajos se refiere.

En cuanto a la Organización de los trabajos Mineros,-
proponemos que sea en base a la Productividad de los-
Equipos, de tal manera que tendríamos tres Máquinas -
Perforadoras trabajando, dos en un mismo nivel y la -
otra en el nivel inferior o viceversa, o las tres en-
un nivel, dependiendo esta distribución del Coeficien
te de Escombrecimiento por niveles, o sea, de la relación --
Estéril-Mineral.

Conjuntamente con el trabajo de las Máquinas Perfora-
doras, trabajarían las dos Excavadoras y de igual ma
nera sería su distribución en los frentes de trabajo,
es decir, dependiendo de la relación Estéril-Mineral-

57

en los Niveles de trabajo, de manera tal que garanticen la Productividad Diaria de Mineral a la Planta de Beneficio así como la preparación de nuevos frentes de trabajo.

4.12 Sistema de desagüe de la Cantera.

Como habíamos expresado en capítulos anteriores las condiciones hidrogeológicas del Lote Chiquita son favorables para la explotación del mineral, sin embargo, siempre debemos tener en cuenta el agua producto de las precipitaciones y cualquier otra eventualidad.

El desagüe en los primeros Niveles de explotación se desarrollará por gravedad hacia el flanco oriental, siguiendo las aguas su curso natural hacia la cañada que en ese lugar existe.

Posteriormente, en cuanto se empiecen los trabajos de acceso al Nivel 130, las aguas tienen que ser llevadas hasta el Tanque Colector situado en el borde del camino de acceso según se observa en el Plano No. 10.

Este Tanque colectará fundamentalmente las aguas de los Niveles 120, 130, 140, 150 y 160, siendo entonces bombeada hacia la cañada antes mencionada.

En el Plano No. 11 se puede observar como se desarrollaría el desagüe de los sucesivos Niveles, el cual será como sigue:

Conjuntamente con el laboreo del Nivel 110 se comenzará la apertura de la Trinchera de acceso al Nivel 70 la cual tendrá la función de Trinchera Colectora de Agua, desarrollándose paulatinamente según el avance de los respectivos niveles, es decir que si se está laboreando el Nivel 110, la Trinchera Colectora se lleva hasta la cota 100 de manera que el agua se acumule para ser bombeada al exterior de la Cantera. De igual manera se sigue profundizando la trinchera a medida que se desarrollen los Niveles de trabajo, o sea, se llevaría hasta la cota 90 cuando se laboree el Nivel 100, hasta la cota 80 cuando comience a explotarse el Nivel 90 y por último hasta la cota 70 donde se construirá otro Tanque Colector (según se puede observar también en el Plano No. 11) de donde la bomba se encargará de llevarla hacia el exterior.

Cálculo de la afluencia de agua.

La afluencia de agua a la zona de la Cantera la determinamos según el promedio de precipitaciones anuales, el cual es de 1116 mm. así como también tendremos en cuenta un determinado por ciento debido a la afluencia de las aguas subterráneas producto de las infiltraciones.

La afluencia de agua producto de las precipitaciones la determinamos de la siguiente manera:

$$Q_p = A \cdot h \cdot K_1$$

A: Área de la Cantera más un área de influencia alrededor de la misma, aproximadamente 100,000 m².

h: Promedio de precipitación anual, 1.12 m.

K₁: Coeficiente que toma en cuenta la evaporación del agua, 0.5.

$$Q_p = 100,000 \times 1.12 \times 0.05$$

$$Q_p = 56,000 \text{ m}^3/\text{año}$$

La afluencia de agua debido a las infiltraciones vamos a asumir que sea un 20% del valor Q_p, es decir:

$$Q_i = 0.2 Q_p$$

$$Q_i = 0.2 \times 56,000$$

$$Q_i = 11,200 \text{ m}^3/\text{año}$$

Por consiguiente, el volumen anual total será:

$$Q = Q_p + Q_i$$

$$Q = 56,000 + 11,200$$

$$Q = 67,200 \text{ m}^3/\text{año}$$

Por lo que, el Volúmen Diario de agua será:

$$Q_d = \frac{Q}{365} \cdot K_2$$

K₂ = Coeficiente que considera las irregularidades, 1.5

De donde:

$$Q_d = \frac{67,200}{365} \times 1.5$$

$$Q_d = 276 \text{ m}^3/\text{día}$$

Considerando que este volumen debe ser bombeado en un sólo Turno de Trabajo, la Productividad Mínima de la bomba tendrá que ser:

$$Q_b = \frac{276}{8}$$

$$Q_b = 35 \text{ m}^3/\text{hora}$$

La carga de presión mínima que debe tener la Bomba la determinaremos para la máxima altura de bombeo, o sea, para el caso en que la bomba se encuentre en el Nivel 70 que es el último Nivel de la Cantera. Se calcula de la manera siguiente:

$$H = H_a + H_p + i (L + l_{eq.})$$

H : Carga de Presión Mínima, m.
H_a : Altura de Aspiración, 5 m.
H_p : Altura de Presión, 60 m.
i : Relación entre la pérdida de presión a la longitud -
equivalente de la tubería, 0.025-0.050, tomamos ---
0.030.
L : Longitud de tubería, 180 m.
leq: Longitud equivalente, la cual vamos a tomar aproxima-
damente como un 30% de L, de donde leq = 54 m.

Sustituyendo valores:

$$H = 5 + 60 + 0.03 (180 + 54)$$

$$H = 72 \text{ m.}$$

A continuación pasamos a elegir el Tipo de Bomba que debe-
mos usar:

Proponemos que sea una Bomba MC-50 de construcción sovié-
tica, la cual ofrece las siguientes características:

$$Q_{tr} = 50 \text{ m}^3/\text{hora}$$

$$H_{tr} = 33 \text{ m. (Para una rueda de trabajo)}$$

Dimensiones:

Longitud = 900 - 1540 mm.

Ancho = 520 mm.

Altura = 500 mm.

Coefficiente de Rendimiento = 0.66

Peso = 235 - 500 Kg.

Considerando la Carga de Presión Mínima calculada y la Al-
tura de Trabajo de la Bomba, tenemos que escoger una Bom-
ba con tres ruedas de trabajo.

Para que la bomba trabaje correctamente en un régimen esta-
ble, debe cumplirse que:

$$H_g = 0.95 H_{tr} \cdot Z$$

H_g : Altura geodésica, metros.

$$H_g = H_a + H_p$$

$$H_g = 5 + 60$$

$$H_g = 65 \text{ m.}$$

Por tanto:

$$65 \quad 0.95 \times 33 \times 3$$

$$65 \quad 9.4$$

Luego, se cumple la condición para un régimen estable de -
trabajo.

La Potencia que debe tener el motor de la Bomba calculada,
se determina por la siguiente fórmula:

$$N = K_r \frac{Q_{tr} H_{tr}}{102 \times 3600 \times \eta}$$

N : Potencia del motor, Kw

Kr : Coeficiente de Reserva, 1.10 - 1.15

Q_{tr} : Productividad de trabajo de la bomba, 50 m³/hora.

H_{tr} : Carga de Presión de la bomba para tres impelentes, 99 m.

η : Coeficiente de Rendimiento de la bomba, 0.66.

γ : Peso específico del agua, 1000 Kg/m³

$$N = \frac{1.12 \times 50 \times 99}{102 \times 3600 \times 0.66} \times 1000$$

$$N = 22 \text{ Kw}$$

4.13 Electrificación de la Cantera.

Es de vital importancia para la Apertura y Desarrollo de la Cantera la conducción de la energía eléctrica a la misma ya que las Excavadoras E 2500 trabajan con un voltaje de 380 volts, por lo que nosotros sugerimos que se lleve hasta la Cantera una línea de 440 volts siendo transformado a 380 volts por los transformadores que para estos casos, tiene la propia excavadora.

Consideramos, que la electrificación debe ser bien estudiada por especialistas de la rama, en coordinación con la Empresa Consolidada de Electricidad.

Además, es conveniente destacar que aproximadamente a 3000 metros pasa una línea de 110 volts paralelamente con la Carretera que conduce a Baconao.

4.14 Construcciones civiles de la Cantera.

A continuación vamos a ofrecer una breve descripción de las construcciones civiles que a nuestro juicio serían las más importantes en la Apertura y Desarrollo de la Cantera:

a) Terraplén:

Este terraplén constituye la vía de acceso a la Cantera es decir, desde la carretera a la zona de explotación. Tendrá una longitud aproximada de 3.5 KM y un ancho de vía de 10 m.

b) Oficina de la Administración:

En este local funcionará el Departamento administrativo y el Departamento de Producción de la Cantera. El área que ocuparía dicha Oficina será aproximadamente 50 m².

c) Caseta del Custodio:

Esta caseta estará situada a la Entrada de la Cantera ocupando un área de 10 m².

d) Almacén de Materiales y Piezas:

En este Almacén se depositarán todos los materiales y piezas de repuesto necesarias. Ocupará un área de 30-m².

e) Taller de Mantenimiento:

En este taller solo tendrá lugar las reparaciones y mantenimiento del equipo elementales, es decir, que habrá para las reparaciones de mayor envergadura, un Taller de Mecánica General que atenderá a todos los equipos del Yacimiento Santiago. El área necesaria para el Taller de Mantenimiento es de 100 m².

f) Cocina, Comedor y Baño:

Este edificio constará de las 3 partes mencionadas in dependientes cada una, pero en el mismo edificio para la mayor rapidez de movimiento de los trabajadores. Ocupará un área de 150 m².

g) Dormitorio:

Este dormitorio se hace con el objeto de que duerman los obreros que por una u otra razón no puedan ir a sus casas diariamente. Ocupa un área de 200 m².

h) Tanque de Agua:

Tendrá una capacidad de 5,000 galones y se destinará para el consumo de los obreros y la cocina.

i) Polvorín:

Tendrá como objetivo el almacenamiento de la Materia-Explosiva, teniendo en cuenta que deberá construirse alejado de las mencionadas construcciones, como medida de seguridad. Ocupa un área de 20 m².

4.15 Seguridad e higiene de los trabajos mineros.

En el presente epígrafe citaremos y explicaremos brevemente algunas de las Medidas y Reglas de Seguridad que se deben seguir en los Trabajos Mineros.

I) Para el personal trabajador:

- a) Todo aspirante a trabajar en la Cantera será sometido a un Exámen Médico Pre-empleo, cuyo resultado se detallará en su Historia Clínica.
- b) Se rechazará a todos aquellos aspirantes a quienes el médico encuentre incapacitado para el ejercicio de las labores mineras por el peligro que puede representar para su propia vida o la de otros trabajadores.
- c) Encontrado apto para el trabajo, el aspirante deberá ser entrenado hasta encontrarse capacitado para la labor que ha de desarrollar e instruido en las Reglas de Seguridad e Higiene correspondientes.
- d) Todo el personal será sometido a a exámen médico -- periódico una vez al año.
- e) Todos los obreros estarán provistos de equipos individuales protectores tales como guantes, espejuelos protectores, botas, cascos, etc.

II Para las Construcciones:

- a) No se permitirán las edificaciones para ningún propósito a una distancia menor de 500 m. desde el --- frente de trabajo, a menos que exista una barrera de protección la cual no permita que las rocas arrancadas por los explosivos lleguen hasta las mismas.
- b) La construcción del Polvorín en la Cantera deberá cumplir los siguientes requisitos:
 1. Estarán fortificados natural o artificialmente.
 2. Tendrán pararrayos, uno en cada esquina del muro de contención.
 3. Serán construídos de material resistente con pisos de asfalto o madera.
 4. Recibirán una apropiada ventilación, excepto en lugares húmedos, donde ésta será moderada.
 5. No se permitirán instalaciones eléctricas para la iluminación u otro fin, debiéndose aprovechar al máximo la luz natural y en su defecto linternas eléctricas.
 6. Los fulminantes serán almacenados en un polvorín independiente del polvorín de explosivos y estará separado a no menos de 50 m. de éste.

7. Habrá un área limpia de hierba y malezas alrededor de los polvorines de no menos de 15 m. a cada lado de los mismos.

III) Para los trabajos de Perforación y Explosión:

- a) Antes de comenzar la perforación de los taladros -- se realizará una minuciosa inspección del talud a fin de escombrear las piedras flojas que puedan -- caer con la vibración de la perforación.
- b) No se permitirá a los trabajadores realizar trabajos desde arriba del montón de rocas arrancadas en los frentes de trabajo.
- c) Al efectuar la conexión eléctrica para explotar -- los taladros se tomarán las siguientes precauciones
 1. Las conexiones se harán con sumo cuidado, raspando y limpiando primero la punta de los alambres que se rán conectados a los detonadores.
 2. No se usarán detonadores débiles. Los detonadores -- se manipularán con sumo cuidado, evitándoles golpes y fricciones. Se emplearán puentes para medir la resistencia entre fulminantes y la diferencia entre -- ellos no debe sobrepasar de 0.5 Ohms.
 3. Los cables de los fulminantes deberán ser unidos -- nuevamente, después de haber sido probada su resistencia.
- d) Cuando la carga de un taladro haya fallado, se procederá a hacer un nuevo taladro a una distancia mínima de 30 cm. del anterior y en una dirección tal -- que los taladros no se encuentren. Luego, se cargará el nuevo taladro y se explota.

IV) Para la carga del mineral y el transporte:

Al llevar a cabo la carga de las rocas estériles y el mineral a los camiones por la excavadora se deberá tener en cuenta las siguientes medidas:

- a) Estará prohibido que los trabajadores se estacionen dentro del área de movimiento o radio de giro de la cuchara de la excavadora.
- b) No se permitirá a los choferes de los camiones u -- otras personas, que permanezcan próximos a éstos, -- expuestos a las caídas de piedras cuando la cuchara hace el giro para descargar sobre los camiones.
- c) Los operadores de los camiones no moverán los mismos hasta tanto no hayan recibido la orden de hacer lo.

- d) Ningún chofer de camión podrá entrar o estacionar el mismo dentro de la zona donde se esté cargando sin haber recibido la orden para hacerlo.
- V) Para la Excavadora Eléctrica E 2500:
 - a) Los cables conductores de la energía eléctrica serán de forro aislante y resistente a la intemperie y al trabajo mecánico.
 - b) Las conexiones de cables eléctricos serán hechas por personal competente y las mismas ofrecerán la debida protección.
 - c) Los cables eléctricos serán mantenidos en suspensión y no se permitirá que éstos descansen sobre el terreno.
 - d) Todas las partes bajo tensión eléctrica en las excavadoras estarán aisladas de contacto de los operadores u otras personas.
 - e) Cuando se vaya a trasladar una excavadora hacia una nueva área de operaciones, se tendrá sumo cuidado durante el movimiento del tendido eléctrico de alimentación.
 - f) Estos equipos tendrán una buena conexión a tierra.

5.- ECONOMIA.

5.1 Generalidades.

A continuación expondremos de una manera concreta el desarrollo de la Parte Económica de nuestro trabajo, la cual hemos confeccionado según 3 puntos fundamentales:

- a) Inversión Inicial.
- b) Costo de Extracción.
- c) Indices técnico-económicos.

Sin mas preambulos, pasâmos a la explicación de cada uno de estos puntos.

5.2 Inversión Inicial.

La Inversión Inicial constituye todos los gastos necesarios para poder llevar a cabo la explotación del mineral. El desarrollo de este cálculo lo haremos de dos maneras, a saber:

- 1.- Por Componentes.
- 2.- Por Elementos de Costo.

La Inversión Inicial por Componentes incluye todos los gastos en Equipos, Construcciones (tanto mineras como civiles), Montaje y Otros.

Ahora bien, cada uno de estos gastos Componentes de la Inversión están desglosados por Elementos de Costo que son aquellos tales como Materiales, Combustible, Salarios, Gastos de Personal, Servicios, Depreciación, Equipos, Imprevistos y Otros.

Nosotros hemos resumido este Cálculo en 6 Tablas -- que son:

Tabla No. 1:

Presupuesto Total por Componentes.

Tabla No. 2:

Presupuesto Total por Elementos de Costo.

Tabla No. 3:

Listado de Inversiones por Componentes y Objetos.

Tabla No. 4:

Listado de Equipos Componentes de la Inversión.

Tabla No. 5:

Necesidad de Fuerza de Trabajo por Objeto de Obra.

Tabla No. 6:

Necesidad de materiales por Objeto de Obra para las Labores Mineras.

A continuación vamos a explicar brevemente algunos de los puntos que componen las Tablas que a nuestro juicio, creemos que es necesario hacerlo, debido a que dichas Tablas son Resúmenes de los cálculos realizados. El gasto por los Elementos "Salarios" y "Materiales" para las Labores Mineras se determina mediante el cálculo directo según Tabla No. 5 y Tabla No. 6. Los "Gastos de Personal" se determina aproximadamente o sea, un 10% del gasto por "Salarios".

El gasto por "Combustible" se determina conociendo aproximadamente la cantidad de Kilómetros que tienen que recorrer los camiones en la Etapa del Destape Inicial y sabiendo que el consumo de los mismos es de 160 litros por cada 100 Kms. y que el precio del litro es de \$ 0.05.

El gasto por "Servicios" se determina según el consumo de electricidad y agua, lo cual calculamos según el consumo diario de electricidad de los equipos, el número de días de trabajo en el Destape Inicial y el precio del Kilowatt el cual es de \$ 0.02; el consumo de agua se determina según índices (que es de 75 litros por hombre-turno) conociendo los hombres-turnos y el precio de 1 m³ de agua (\$ 0.05).

Los gastos por "Depreciación" se determinan según la tasa de Depreciación Anual de los Equipos y conociendo el Importe del Equipo.

"Otros Gastos" e "Imprevistos" se determinan mediante índices.

En cuanto al valor total de las Construcciones Civiles se determina según índices del MiCons y según la magnitud de las obras. El gasto por Elementos de Costo se determina mediante índices y normas establecidas para cada caso.

Los gastos por "Montaje" son los que se refieren a la instalación eléctrica o sea, la conducción de la línea hasta la Zona de la Cantera.

Estos gastos se han establecido mediante datos prácticos, siendo por lo tanto valores aproximados y sujetos a cambios en un futuro.

Los gastos de Proyección se determinaron según el personal proyectista, o sea, Ingenieros, dibujantes, arquitectos, etc., el tiempo de trabajo y el salario.

Los gastos del levantamiento topográfico se determinó según la composición de la Brigada Topográfica, sus salarios y el tiempo de trabajo.

A continuación, en las páginas siguientes, ofrecemos las tablas correspondientes a la Inversión Final.

Tabla No. 1

No.	DENOMINACION	TOTAL	IMPORTE (MILES DE PESOS)	
			MONEDA NACIONAL	DIVISAS
1	2	2	4	5
I	Equipos	670.4	-	670.4
I.1	Nacional	-	-	-
I.2	Importado	670.4	-	670.4
II	Construcción	545.4	167.8	377.6
II.1	Labores Mineras	495.6	141.9	353.7
II.2	Construcciones Civiles	49.8	25.84	23.96
III	Montaje	10.0	7.0	3.0
IV	Otros	9.5	7.6	1.9
IV.1	Gastos de Proyección	6.4	5.0	1.4
IV.2	Levantamiento Topográfico	2.2	1.9	0.3
IV.3	Otros gastos de inversión	0.9	0.7	0.2
PRESUPUESTO TOTAL		1235.3	182.4	1052.9

TABLA No. 2

PRESUPUESTO TOTAL POR ELEMENTOS DE COSTO

IMPORTE (MILES DE PESOS)

No.	ELEMENTOS	TOTAL	EQUIPOS	IMPORTE (MILES DE PESOS)									
				CONSTRUCCIONES				OTROS					
				DETALLE				TOTAL	PROYECCION	TOPOGRAF.	LEVANT.	OTROS	GASTOS
				TOTAL	MINERAS	CIVILES	CONSTRUC.						
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
I	Materiales	265.3	-	259.2	239.1	20.1	5.5	0.6	0.5	-	-	0.1	
II	Combustible	7.9	-	7.8	2.6	5.2	0.1	-	-	-	-	-	
III	Salarios	109.2	-	99.7	90.3	9.4	1.8	7.7	5.0	2.0		0.7	
IV	Gastos de Personal	10.1	-	9.9	9.0	0.9	0.2	-	-	-	-	-	
V	Servicio	6.5	-	6.5	5.9	0.6	-	-	-	-	-	-	
VI	Depreciación	77.9	-	76.3	69.0	7.3	1.6	-	-	-	-	-	
VII	Equipos	609.5	609.5	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
VIII	Imprevistos	111.1	60.9	48.8	45.0	3.8	0.5	0.9	0.6	0.2		0.1	
IX	Otros	37.8	-	37.2	34.7	2.5	0.3	0.3	0.3	-	-	-	
PRESUPUESTO TOTAL		1235.3	670.4	545.4	495.6	49.8	10.0	9.5	6.4	2.2		0.9	

TABLA No. 3
LISTADO DE INVERSIONES POR COMPONENTES Y OBJETOS

No.	DENOMINACION	UNIDAD DE MEDIDA	CANTIDAD	PRECIO UNITARIO	IMPORTE (MILES DE PESOS)	
					TOTAL	DIVISAS
I	EQUIPOS	-	-	-	670.4	670.4
	SUB-TOTAL	-	-	-	609.5	609.5
	Por imprevistos	-	-	-	60.9	60.9
II	CONSTRUCCIONES				545.4	377.6
II.1	Labores Mineras					
	Desbroce	m2	96,000	0.23	22.3	12.8
	Destape Inicial	m3	445,761	0.94	473.3	340.9
	SUB-TOTAL				495.6	353.7
II.2	CONSTRUCCIONES CIVILES					
	Terraplén	m3	35,000	0.60	20.3	12.78
	Oficina de Admon.	m2	50	75.00	3.7	1.52
	Caseta del Custodio	m2	10	60.00	0.7	0.24
	Almacén de Piezas	m2	30	60.00	1.77	0.78
	Taller de Mantenimiento	m2	100	90.00	8.2	2.95
	Cocina, Comedor y Baño	m2	150	33.00	6.15	2.30
	Dormitorio	m2	200	35.00	6.43	2.38
	Tanque de Agua	gal.	5,000	0.30	1.35	0.43
	Polvorín	m2	20	60.00	1.20	0.58
	SUB-TOTAL				49.80	23.96

No.	DENOMINACION	UNIDAD DE MEDIDA	CANTIDAD	PRECIO UNITARIO	IMPORTE (MILES DE PESOS)	
					TOTAL	DIVISAS
III	MONTAJE				10.0	3.0
IV	OTROS				9.5	1.9
	Gastos en Proyección				6.4	1.4
	Levantamiento Topográfico				2.2	0.3
	Otros gastos de Inversión				0.7	0.1
	PRESUPUESTO TOTAL				1235.3	1052.9

TABLA No. 4

LISTADO DE EQUIPOS COMPONENTES DE LA INVERSION.

No.	DESCRIPCION		PRECIO UNITARIO	IMPORTE (MILES DE PESOS)	
				TOTAL	DIVISAS
1	2	3	4	5	6
1	Excavadora E 2500	2	80,000.00	160.0	160.0
2	Camión BERLIET T-25	6	45,000.00	270.0	270.0
3	Perforadora UDAREX	4	8,300.00	33.2	33.2
4	Compresor ATMOS DK-600	2	6,300.00	12.6	12.6
5	Bulldozer RICHARD - CD80	2	65,000.00	130.0	130.0
6	Perforadora Manual PR-24L	3	278.00	0.9	0.9
7	Bomba de Agua MC-50	1	1,600.00	1.6	1.6
8	Jeep GAZ 69	1	1,200.00	1.2	1.2
PRESUPUESTO TOTAL				609.5	609.5

TABLA No. 5

NECESIDAD DE FUERZA DE TRABAJO POR OBJETO DE OBRA.

No.	PROFESION	CATEGORIA	# PROM. TRABAJ.	TOTAL HOMBRES-DIAS	TARIFA DIARIA	IMPORTE
I	Desbroce		8	640		<u>4121.60</u>
	Operador de bulldozer	VI	4	320	8.40	2688.00
	Peón de cantera	II	4	320	8.40	1433.60
II	Destape inicial		57			<u>86140.00</u>
	Operador de perforadora	VII	6	1140	9.84	11287.60
	Ayudante de perforadora	III	6	1140	5.20	5928.00
	Operador de excavadora	VII	4	760	9.84	7478.40
	Ayudante de excavadora	III	4	760	5.20	3952.00
	Operador de bulldozer	VI	2	380	8.40	3192.00
	Operador de compresor	VI	4	760	8.40	6384.00
	Operador perforad. manual	VI	4	760	8.40	6384.00
	Chofer de berliet T-2-E	VI	10	1900	8.40	15960.00
	Artillero	VIII	2	380	11.92	4529.60
	Ayudante de artillero	III	2	380	5.20	1976.00
	Peón de cantera	II	2	380	4.48	1702.40
	Mecánico-Electricista	VII	2	380	9.84	3739.20
	Ayud. del Mecánico-Elect.	III	2	380	5.20	1976.00
	Chofer de jeep	III	2	380	5.20	1976.00
	Jefe de turno		2		220.00 al mes	3784.00

No.	PROFESION	CATEGORIA	# PROM. TRABAJA.	TOTAL HOMBRES-DIAS	TARIFA DIARIA	IMPORTE
	Ing. Jefe de cantera		1		250.00 al mes	2150.00
	Geólogo-topógrafo		1		250.00 al mes	2150.00
	Ayudante de exploración		1		185.00 al mes	1591.00
	Presupuesto total					90261.60

TABLA No. 6

NECESIDAD DE MATERIALES POR OBJETO DE OBRA PARA LAS LABO-
RES MINERAS.-

No.	DENOMINACION	U.MEDIDA	CANT.	P. UNIT.	IMPORTE	
					TOTAL	DIVISAS
I	Desbroce				<u>70.00</u>	<u>70.00</u>
	Cables	m	100	0.68	70.00	70.00
II	Destape inicial				239000.00	239000.00
	Detonadores eléctricos	U	2	300.00	600.00	600.00
	Cables eléctricos	m	4000	0.05	200.00	200.00
	Fulminantes eléctricos	U	4000	0.30	1200.00	1200.00
	Mecha lenta	m	20000	0.65	12000.00	12000.00
	Materia explosiva	Kg.	185734	0.97	180763.00	180163.00
	Fulminantes	u	12200	0.31	3784.00	3784.00
	Brocas	u	750	18.87	2830.00	2830.00
	Gomas de camión	u	20	250.00	5000.00	5000.00
	Cámaras de camión	u	20	30.00	600.00	600.00
	Mangueras de goma	m	100	2.23	223.00	223.00
	Presupuesto total				<u><u>239070.00.</u></u>	<u><u>239070.00</u></u>

5.3 COSTO DE EXTRACCION.-

El costo de extracción lo vamos a determinar anualmente y para el año en que se haya mayor volumen - de estéril. El costo de extracción incluye todos - los gastos necesarios para la explotación del mine - ral cumpliendo la producción anual de 200,000 tons. Los cálculos se hacen por Elementos de Costos, es - decir, por: Materiales, combustibles, salarios, - gastos de personal, servicios, depreciación, amorti - zación, imprevistos y otros..

El resumen de estos cálculos los exponemos en tres - tablas:

Tabla No. 1:

Costo anual de extracción por elementos de costo.

Tabla No. 2:

Costo anual de extracción por elementos de costo, - por actividad.

Tabla No. 3:

Necesidad de fuerza de trabajo, por actividad.

No ofrecemos listado de materiales porque considera - mos que son condiciones similares a las del Destape Inicial, aunque si hemos aumentado el número de -- ellos en algunos casos.

De igual manera que en el punto anterior, pasamos a explicar las cuestiones que estimamos lo necesitan: Los gastos por "Servicios" se determina conociendo - los consumos de electricidad y agua por actividad y su costo unitario.

El "combustible" lo determinamos de manera similar - que para el Destape Inicial.

La "Depreciación" la determinamos por actividad, es - timando una suma según la Tasa de Depreciación --- anual a los equipos que intervienen en cada activi - dad.

Para calcular la "amortización" tuvimos en cuenta los años de vida de la cantera, siendo la cuota anual de depreciación para la cantera de un 5% aproximadamente. Los "Imprevistos" lo determinamos como un 10% de los gastos calculados y "otros" según un 5% de la suma de los gastos.

En las páginas siguientes se ofrecen las tablas componentes del costo de extracción.

TABLA No.1

COSTO ANUAL DE EXTRACCION POR ELEMENTOS DE COSTO.

No.	DENOMINACION	IMPORTE (MILES DE PESOS)		
		VALOR TOTAL	MONEDA NACIONAL	DIVISAS
1	2	3	4	5
I	Materiales	191.0	-	191.0
II	Combustible	6.0	0.5	5.5
III	Salarios	114.2	114.2	-
IV	Gastos de Personal	11.4	11.4	-
V	Servicios	6.4	4.2	2.2
VI	Depreciación	95.9	-	95.9
VII	Amortización	25.2	7.6	17.6
VIII	Imprevistos	42.4	19.0	23.4
IX	Otros	23.3	12.4	10.9
PRESUPUESTO TOTAL		515.8	169.3	346.5

TABLA No. 2

COSTO ANUAL DE EXTRACCION POR ELEMENTOS DE COSTO, POR ACTIVIDAD.

No.	DENOMINACION	IMPORTE (MILES DE PESOS)		
		TOTAL	MONEDA NACIONAL	DIVISAS
1	2	3	4	5
I	<u>MATERIALES</u>	<u>191.0</u>	-	<u>191.0</u>
	Perforación y Disparo	150.5	-	150.5
	Carga	-	-	-
	Transporte	7.0	-	7.0
	Labores de Escombree	=	-	-
	Reparaciones y Mantenimiento	33.5	-	33.5
	Dirección	-	-	-
II	<u>COMBUSTIBLE</u>	<u>6.0</u>	<u>0.5</u>	<u>5.5</u>
	Perforación y Disparo	0.1	-	0.1
	Carga	0.2	-	0.2
	Transporte	4.8	0.3	4.5
	Labores de Escombree	0.9	0.2	0.7
	Reparaciones y Mantenimiento	-	-	-
	Dirección	-	-	-
III	<u>SALARIOS</u>	<u>114.2</u>	<u>114.2</u>	-
	Perforación y Disparo	50.4	50.4	-
	Carga	15.0	15.0	-
	Transporte	21.0	21.0	-
	Labores de Escombree	4.2	4.2	-
	Reparaciones y Mantenimiento	7.5	7.5	-
	Dirección	16.1	16.1	-
IV	<u>GASTOS DE PERSONAL</u>	<u>11.4</u>	<u>11.4</u>	-
	Perforación y Disparo	5.0	4.6	-
	Carga	1.5	1.5	-
	Transporte	2.1	2.1	-
	Labores de Escombree	0.4	0.4	-
	Reparaciones y Mantenimiento	0.8	0.8	-
	Dirección	1.6	1.6	-

- 77 -

IMPORTE
(MILES DE PESOS)
MONEDA

No.	DENOMINACION	TOTAL	NACIONAL	DIVISAS
V	<u>SERVICIOS</u>	6.4	4.2	2.2
	Perforación y Disparo	0.1	0.1	-
	Carga	5.9	3.8	2.1
	Transporte	0.1	-	0.1
	Labores de Escombree	0.1	0.1	-
	Reparaciones y Mantenimiento	0.1	0.1	-
	Dirección	0.1	0.1	-
VI	<u>DEPRECIACION</u>	95.9	-	95.9
	Perforación y Disparo	4.7	-	4.7
	Carga	11.2	-	11.2
	Transporte	54.0	-	54.0
	Labores de Escombree	26.0	-	26.0
	Reparaciones y Mantenimiento	-	-	-
	Dirección	-	-	-
VII	<u>AMORTIZACION</u>	25.2	7.6	17.6
	Perforación y Disparo	0.3	0.1	0.2
	Carga	3.8	1.1	2.7
	Transporte	14.1	4.3	9.8
	Labores de Escombree	7.0	2.1	4.9
	Reparaciones y Mantenimiento	-	-	-
	Dirección	-	-	-
VIII	<u>IMPREVISTOS</u>	42.4	19.0	23.4
	Perforación y Disparo	21.0	9.1	11.9
	Carga	3.4	1.4	2.0
	Transporte	8.9	3.5	5.4
	Labores de Escombree	3.1	0.8	2.3
	Reparaciones y Mantenimiento	4.2	2.4	1.8
	Dirección	1.8	1.8	-
IX	<u>OTROS</u>	23.3	12.4	10.9
	Perforación	11.5	6.4	5.1
	Carga	1.9	0.9	1.0
	Transporte	4.9	2.5	2.4
	Labores de Escombree	1.7	0.9	0.8

No.	DENOMINACION	TOTAL	IMPORTE (MILES DE PESOS)	
			MONEDA NACIONAL	DIVISAS
	Reparaciones y Mantenimiento	2.3	1.2	1.1
	Dirección	1.0	0.5	0.5
	PRESUPUESTO TOTAL	515.6	169.1	346.5

TABLA No. 3

NECESIDAD DE FUERZA DE TRABAJO POR ACTIVIDAD.

No.	PROFESION	CATEG.	#PROM. TRABAJ.	TOTAL H- HORAS	TARIFA DIARIA	IMPORTE
I	Perforación y disp.					
	Operad. de perf.	VII	6	1500	9.84	14,760.00
	Ayud. de perf.	III	6	1500	5.20	7,800.00
	Op. de compresor	VI	4	1000	8.40	8,400.00
	Op. de perf. manual	VI	4	1000	8.40	8,400.00
	Artillero	VIII	2	500	11.92	6,160.00
	Ayudante de artillero	III	2	500	5.20	2,600.00
	Peón de cantera	II	2	500	4.48	2,240.00
	Sub-total		26			50,360.00
II	Carga					
	Op. de excavadora	VII	4	1000	9.84	9,840.00
	Ayud. de excavadora	III	4	1000	5.20	5,200.00
	Sub-total		8			15,040.00
III	Transporte					
	Chofer de camión	VI	10	2500	8.40	21,000.00
	Sub-total		10			21,000.00
IV	Labores de escombreo					
	Oper. de bulldozer	VI	2	500	8.40	4,200.00
	Sub-total		2			4,200.00
	Reparac. y Mant.					
	Mec. Electricista	VII	2	500	9.84	4,920.00
	Ayud. del Mec.-Elect	III	2	500	5.20	2,600.00
	Sub-total		4			7,520.00
VI	Dirección					
	Ing. J'de cantera		1		250.00 al mes	3,000.00
	Geólogo-topógrafo		1		250.00 al mes	3,000.00
	Ayud. de explprac.		1		185.00 al mes	2,220.00
	Jefe de turno		2		220.00 al mes	5,280.00
	Chofer de jeep		2	500	5.20	2,600.00
	Sub-total		7			16,100.00
	Total		57			114,200.00

5.4 INDICES TECNICO-ECONOMICOS.

1. Capacidad de producción anual:
200,000 tons.
2. Plazo de existencia de la cantera:
21 años
3. Costo de extracción:
\$2.57
4. Inversión inicial
\$1'235,300.00
5. Número de trabajadores:
57
6. Productividad anual por trabajador:
3,508.7 tons/trab.
7. Número de obreros:
52
8. Productividad anual por obrero:
3,846.1 tons/obrero
9. Reservas industriales:
4'657,560 tons.

RECOMENDACIONES Y CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES:

1. Realizar un levantamiento topográfico de toda el área y confeccionar un Plano en escala de 1:500.
2. Realizar un amplio estudio sobre las propiedades físico-mecánicas de las rocas.
3. Continuar las exploraciones geológicas con el objetivo de elevar la categoría de Reservas.
4. Realizar un estudio sobre la mineralización de los skarns.
5. Determinar en que proporción deben ser mezclados los minerales de los diferentes lotes del Yacimiento Santiago, con tal de suministrar una Ley de cabeza requerida a la Planta de Beneficio.

CONCLUSIONES:

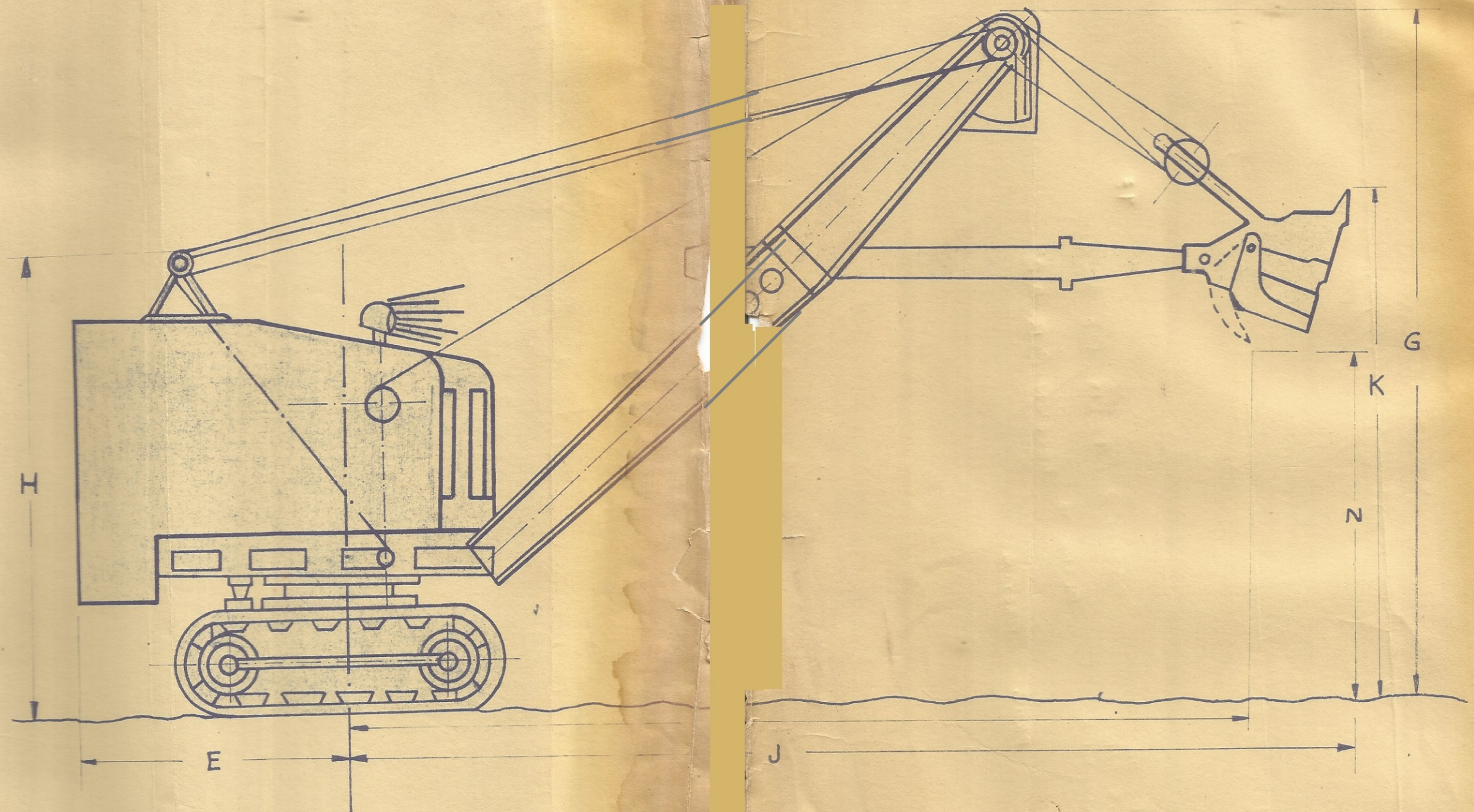
Hemos de dejar constancia en estas Conclusiones, que ésta Tesis de Grado, puede estar sujeta a modificaciones debido a la poca documentación topográfica conque contamos para realizar nuestro trabajo.

También debemos aclarar que el Lote Chiquita no debe ser observado y estudiado individualmente, sino en conjunto con el resto de los lotes que componen el Yacimiento Santiago, lo cual permite realizar variaciones en cuanto a productividad, equipos, fuerza de trabajo, etc.

No quisiéramos concluir sin antes agradecer la cooperación de todos aquellos compañeros del Departamento de Proyectos que de una forma u otra, nos han proporcionado para poder realizar este Trabajo.

PARAMETROS DE LA EXCAVADORA

ANEXO No. I

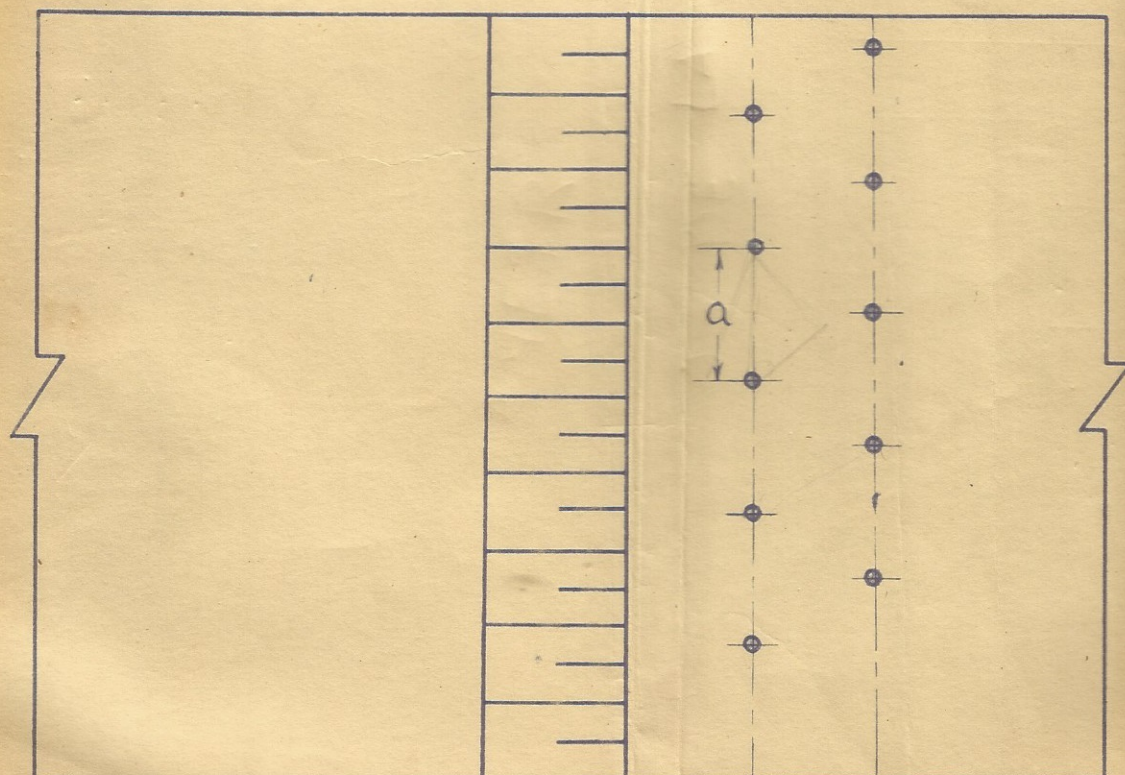
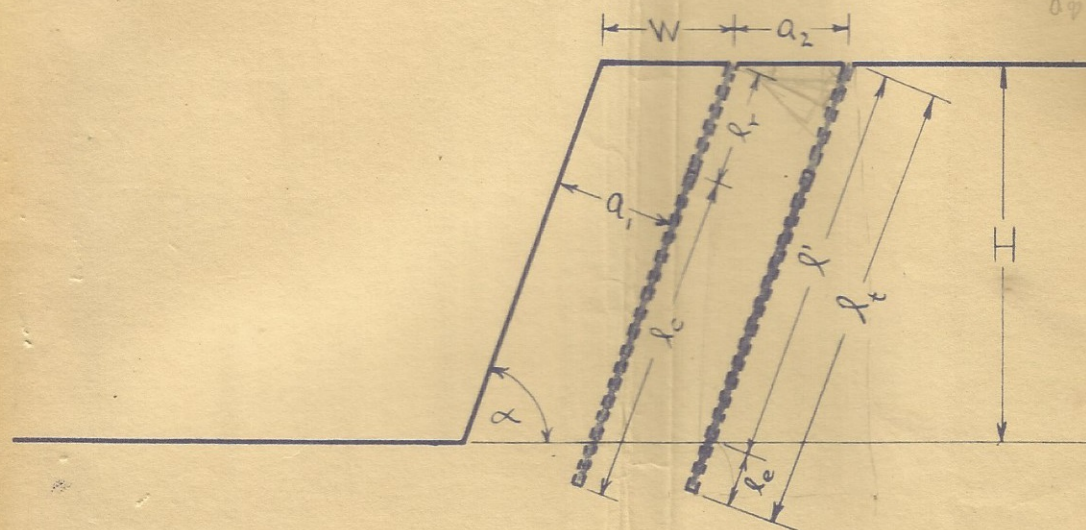


- E: Radio de Giro de la Excavadora
G: Altura Máxima de la Excavadora con la Pluma
H: Altura Máxima de la Excavadora de Base
J: Radio de Carga Máximo
K: Altura de Carga Máxima
M: Radio de Descarga Máximo
N: Altura de Descarga Máxima

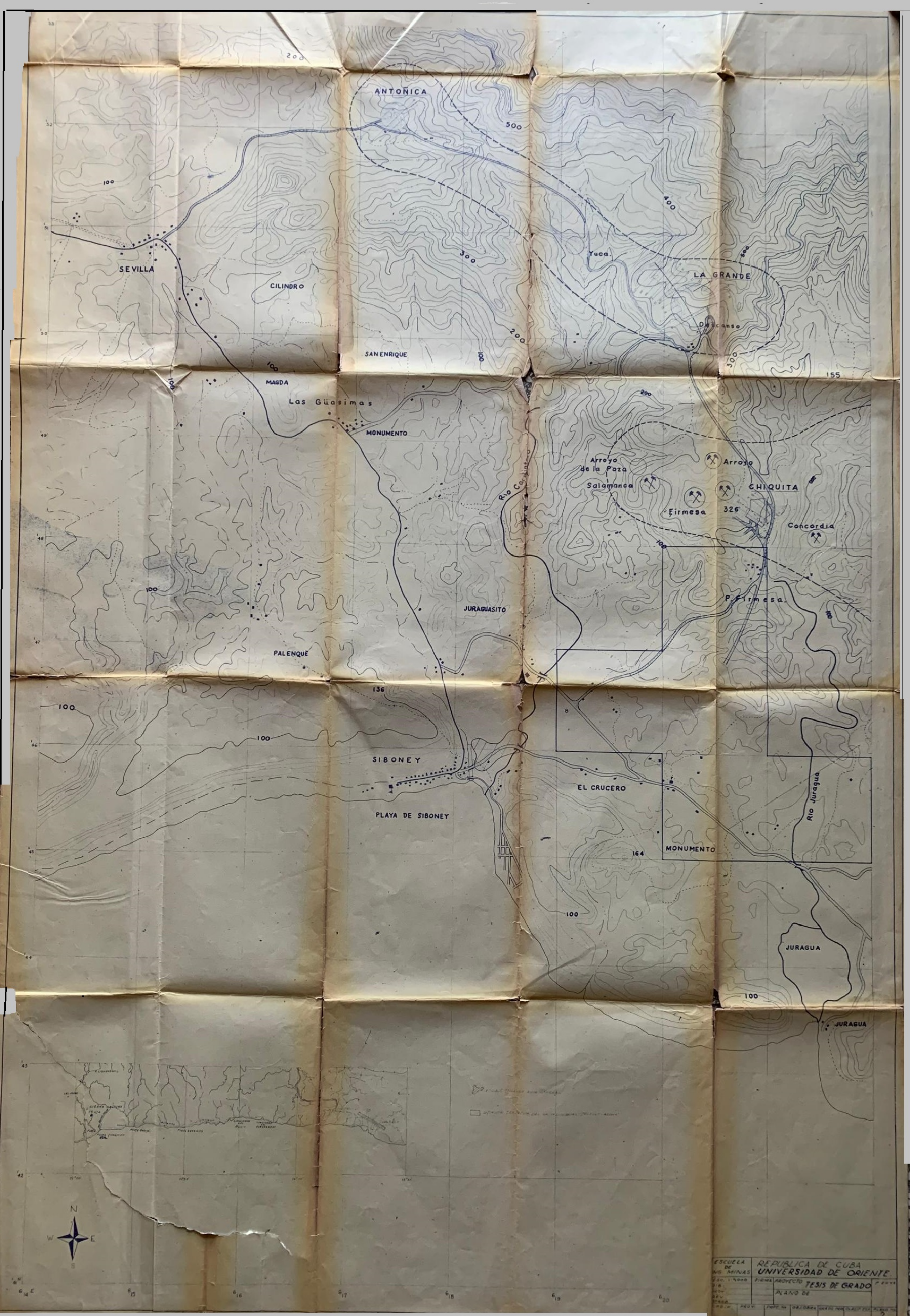
ESQUEMA DE LOS TRABAJOS DE PERFORACION

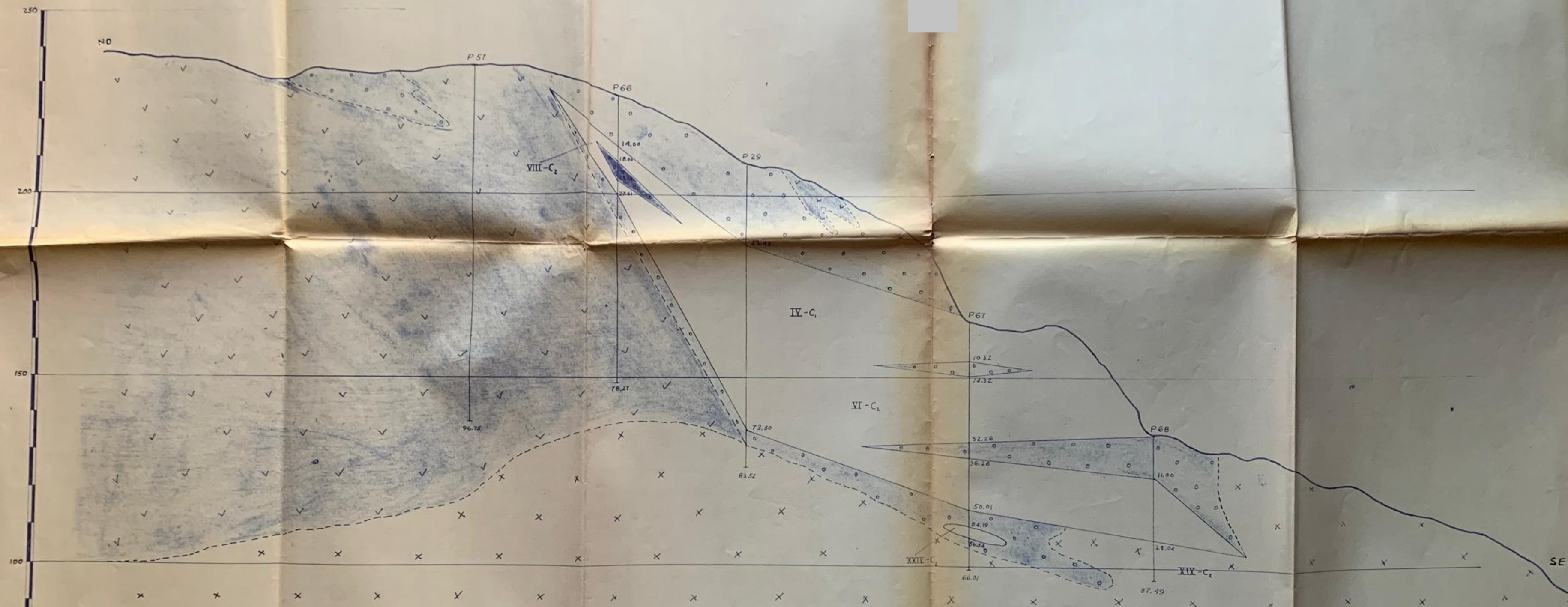
ANEXO No. 3

ESCALA 1:200



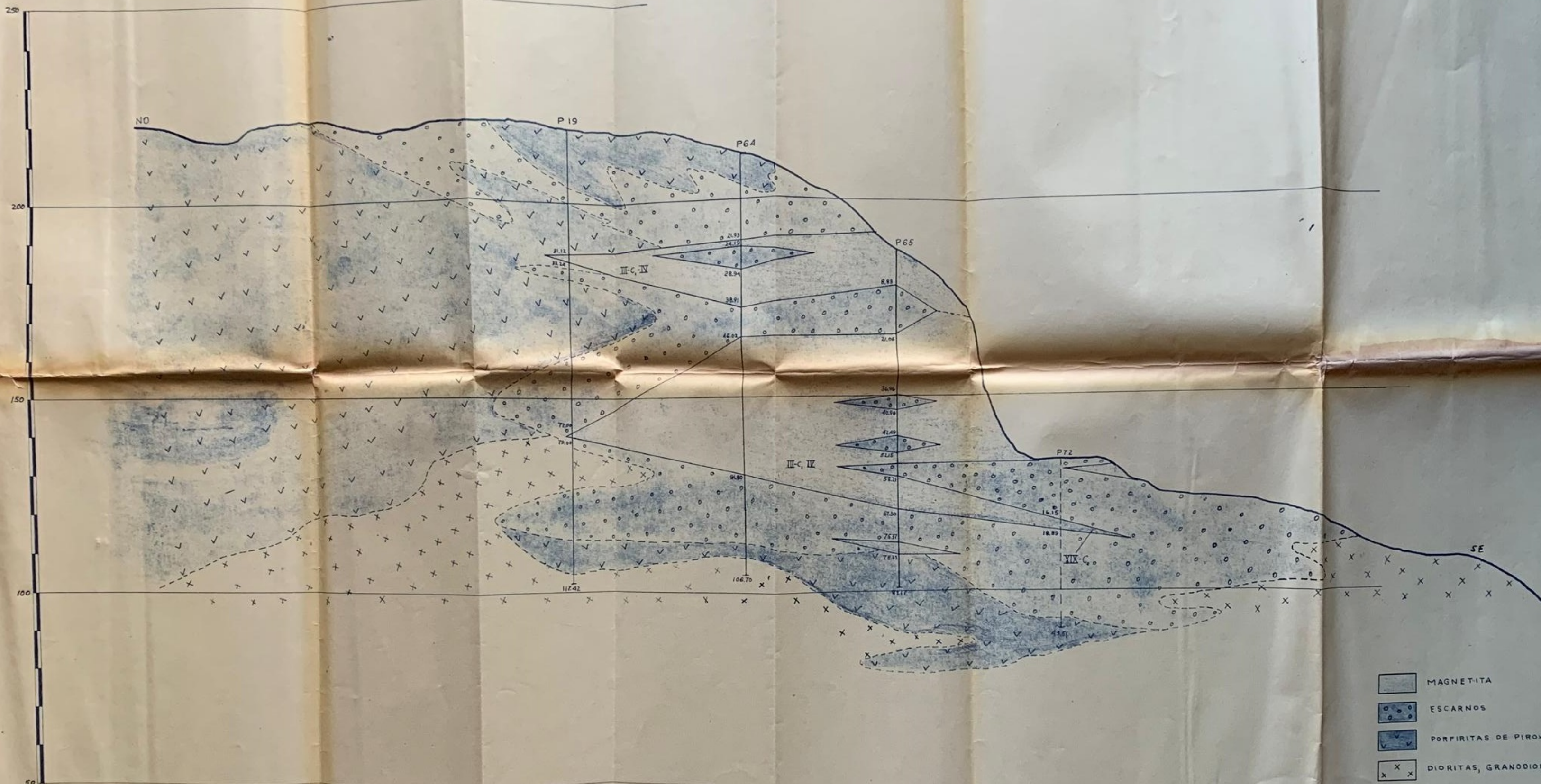
NOMINACION	Símbolo	Unidad	CANTIDAD	
			Escombros	Mineral
DIAMETRO DEL TALADRO	d	mm.	¹²⁵ 80-100	¹²⁵ 80-100
INCLINACION DEL TALADRO	α	Grados	70	70
LÍNEA DE MENOR RESIST.	W	m.	^{3.9} 3.50	^{3.9} 3.50
DISTANCIA DEL TALADRO AL BORDE	a ₁	m.	^{3.9} 3.50	^{3.9} 3.50
LONGITUD DESDE EL PISO A LA BOCA	l'	m.	^{11.93} 10.75	^{11.93} 10.75
DISTANCIA ENTRE TALADROS	a	m.	⁵ 3.50	⁵ 3.50
DISTANCIA ENTRE FILAS	a ₂	m.	^{4.3} 3.0	^{4.3} 3.0
LONGITUD DE EXTRAPERFORAC.	l _e	m.	¹ 1.1	¹ 1.1
LONGITUD DE LA CARGA DE M.E.	l _c	m.	^{8.5} 8.75	^{8.5} 8.75
LONGITUD DE RELLENO	l _r	m.	^{2.93} 3.10	^{2.93} 3.10
LONGITUD TOTAL DEL TALADRO	l _t	m.	11.85	11.85
ALTURA DEL ESCALON	H	m.	10	10



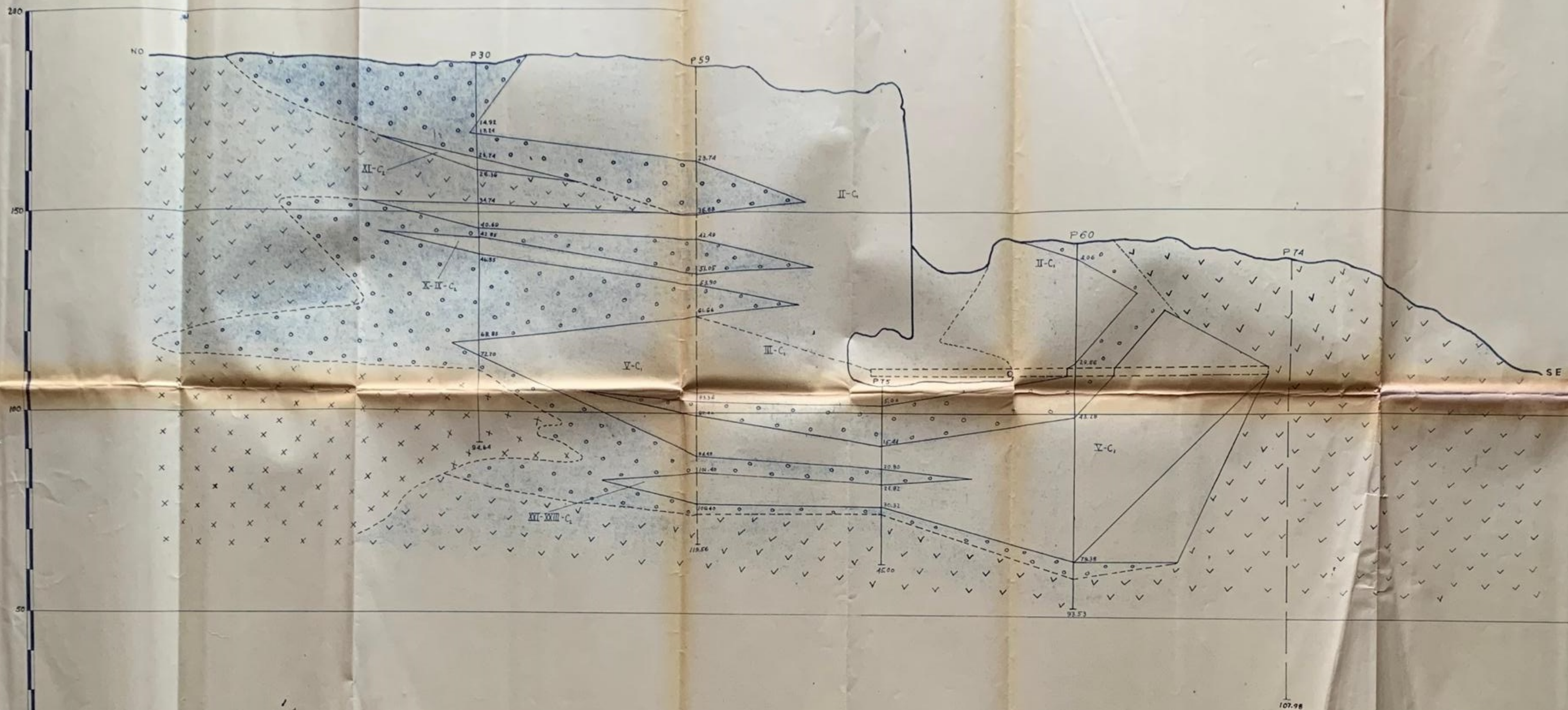


- MAGNETITA
- ESCARNOS
- PORFIRITAS DE PIROXENAS
- DIORITAS, GRANODIORITAS

ESCUELA DE ING. MINAS		REPUBLICA DE CUBA UNIVERSIDAD DE ORIENTE			
ESC. 1:500	FIRMA	PROYECTO: TESIS DE GRADO			FECHA 8-X-69
DIB. L. GARCIA R.		PLANO DE: PERFIL POR LA LINEA			
REV. L. GARCIA R.		N-IV DEL LOTE CHIQUITA			
APROB.					
CODIF.	PROV.	PROY. No.	OBJ. OBRA	CA. PROV.	LL. ESPEC.
0-M-SC-2	O				
					PLANO No. 3



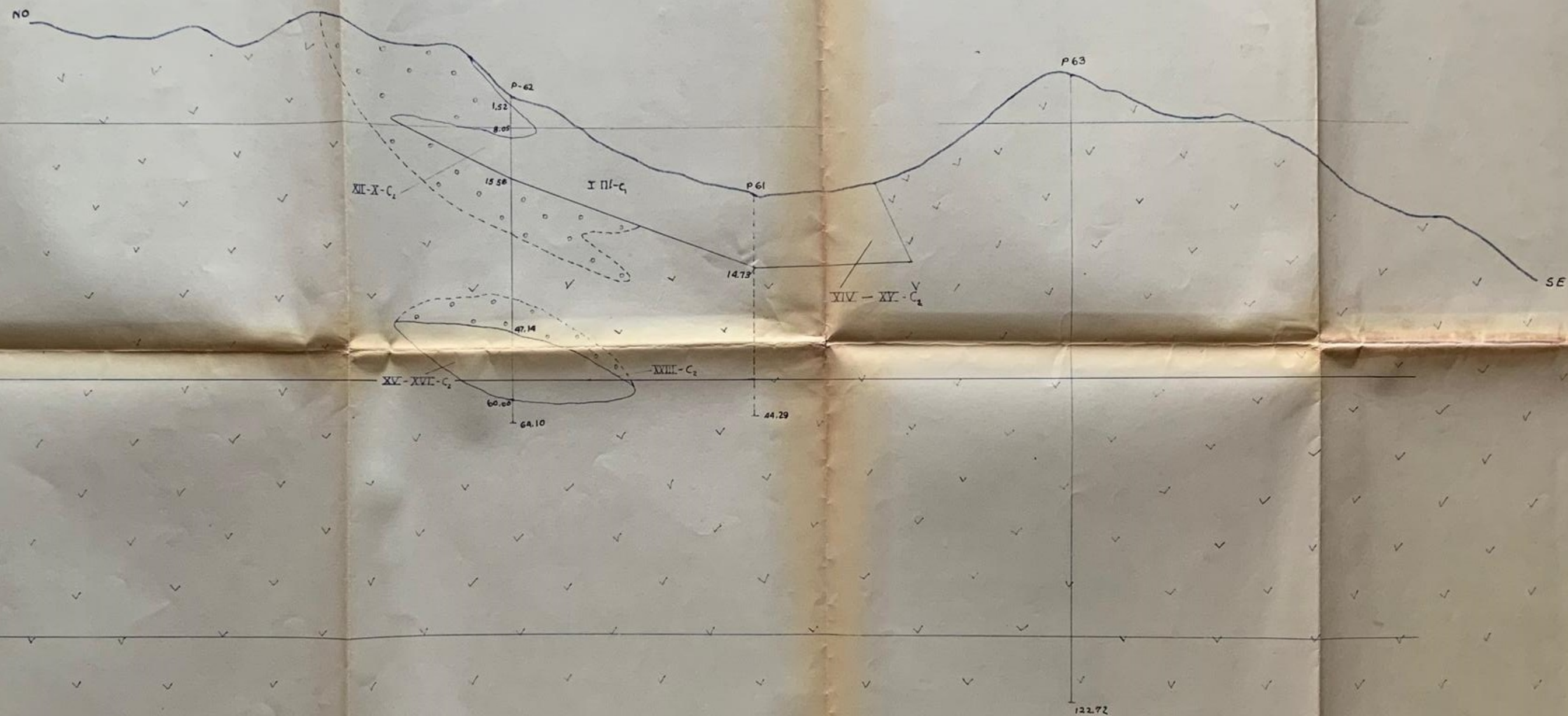
ESCUELA DE ING. MINAS		REPUBLICA DE CUBA UNIVERSIDAD DE ORIENTE			
SC. 1: 500	FIRMA <i>L. Garcia</i>	PROYECTO: TESIS DE GRADO			FECHA 8-X-69
DR. L. GARCIA		PLANO DE PERFIL POR LA LINEA			
DR. L. GARCIA		III-III DEL LOTE CHIQUITA			PLANO No 4
PROB.		PROY. No	OBJ. OBRA	GR. PROY.	
ODIF. M-SC-2	O			LL. ESPEC.	



- MAGNETITA
- ESCARNOS
- PORFIRITAS DE PIROXENAS
- DIORITAS, GRANODIORITAS

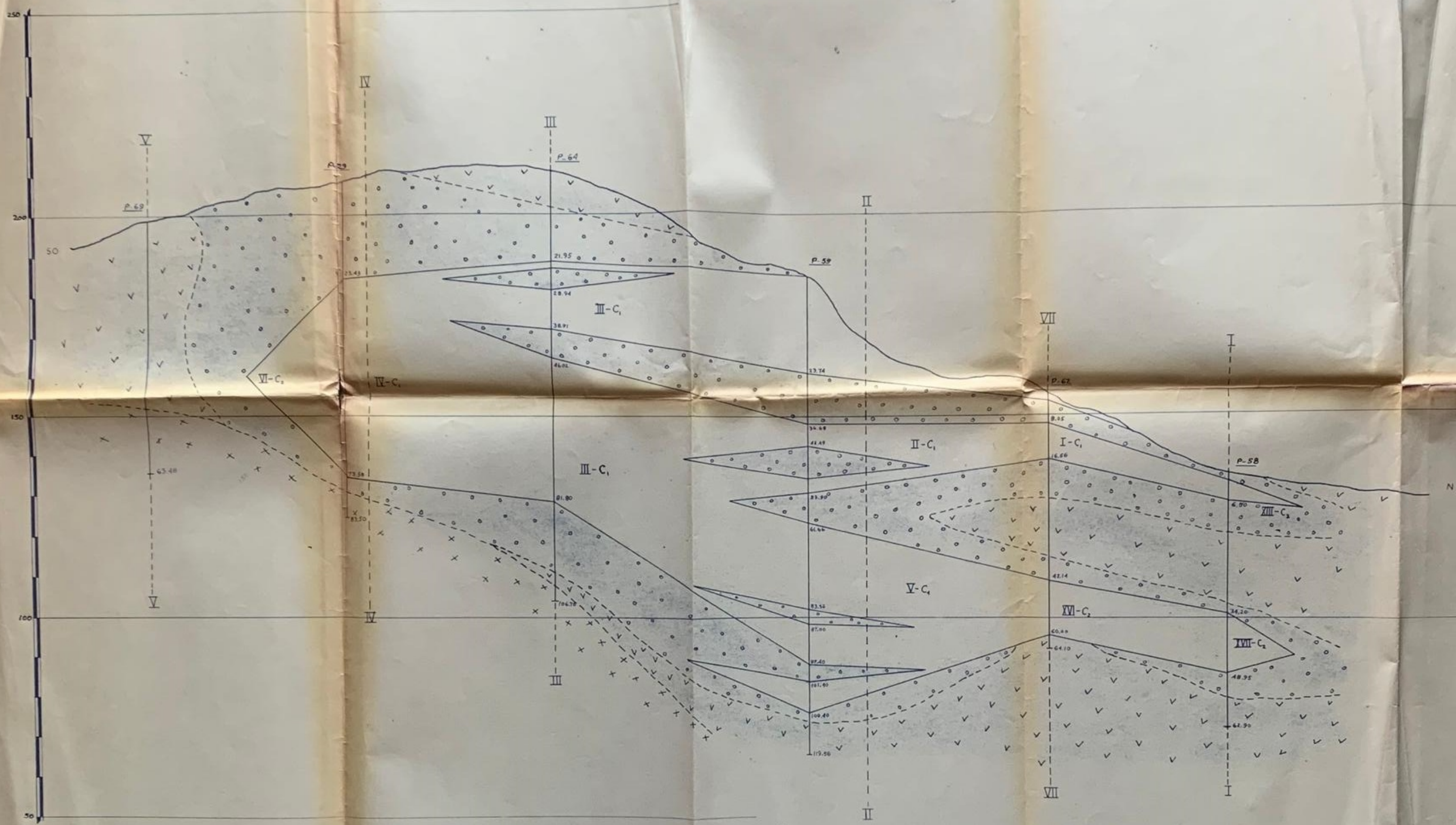
ESCUELA DE ING. MINAS		REPUBLICA DE CUBA UNIVERSIDAD DE ORIENTE				
EC. 1:500	FIRMA	PROYECTO: TESIS DE GRADO				
DR. L. GARCIA R.		PLANO DE PERFIL POR LA LINEA II-II DEL LOTE CHIQUITA				
PROY. L. GARCIA R.		FECHA 8-X-69				
REV.		PLANO No 5				
AROB.		PROV. O	PROY. No	OBJ. OBRA	GR. PROV.	CL. ESPEC.

200
150
100
50
0



- ☐ MAGNETITA
- ☐ ESCARNOS
- ☐ PORFIRITAS DE PIROXENAS

ESCUELA DE ING. MINAS		REPUBLICA DE CUBA UNIVERSIDAD DE ORIENTE			
ESC. 1:500 DIB. L. GARCIA R. PROY. L. GARCIA R. REV. APROB.		FIRMA	PROYECTO: TESIS DE GRADO PLANO DE PERFIL POR LA LINEA VII-VII DEL LOTE CHIQUITA		FECHA 8-X-69
CO. DIF. O. M. SC-2	PROV. O	PROY.	OBJ. OBRA	CA. PROV.	CL. ESPEC. PLAN. NO. 6



- MAGNETITA
- • • ESCARNOS
- v v v PORFIRITAS DE PIROXENAS
- x x x DIORITAS, GRANODIORITAS

ESCUELA DE ING. MINAS		REPUBLICA DE CUBA UNIVERSIDAD DE ORIENTE			
ESC. 1:500	FIRMA	PROYECTO: TESIS DE GRADO		FECHA 8-X-69	
DIB. L. GARCIA R.		PLANO DE: PERFIL POR LA LINEA A-B DEL LOTE CHIQUITA			
PROY. L. GARCIA R.				PLANO No. 7	
REV.		PLANO No. 7			
APROB.				PLANO No. 7	
COBIF. 0-M-SC-2	PROV. O	PROY. No.	BOJ. OMRA		



ESCOMBRERA
DEL NIVEL 190

ESCOMBRERA
DEL NIVEL 160 Y PARTE DEL 130

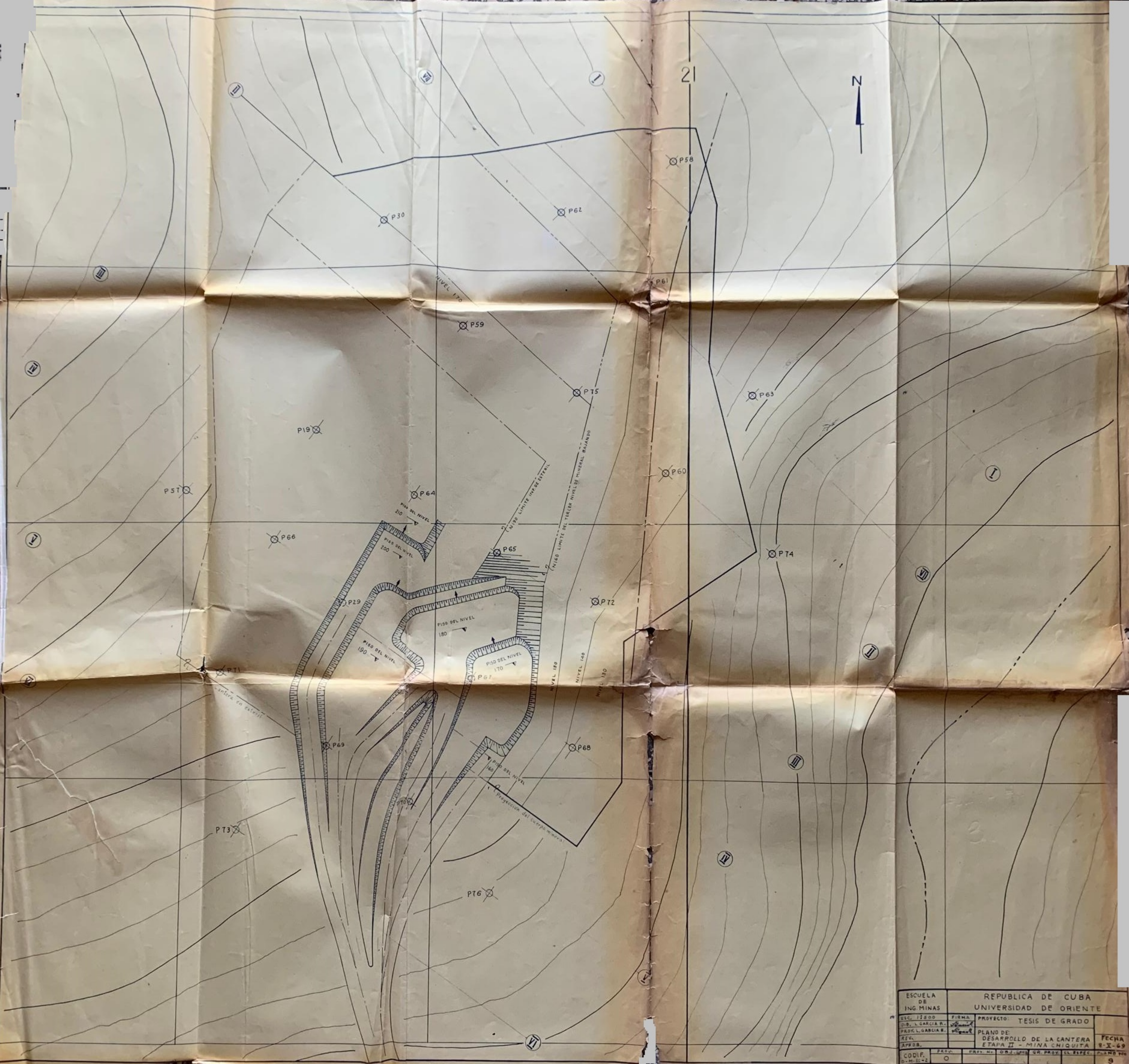
PARTE DE POBLADO
FIRMEZA

48

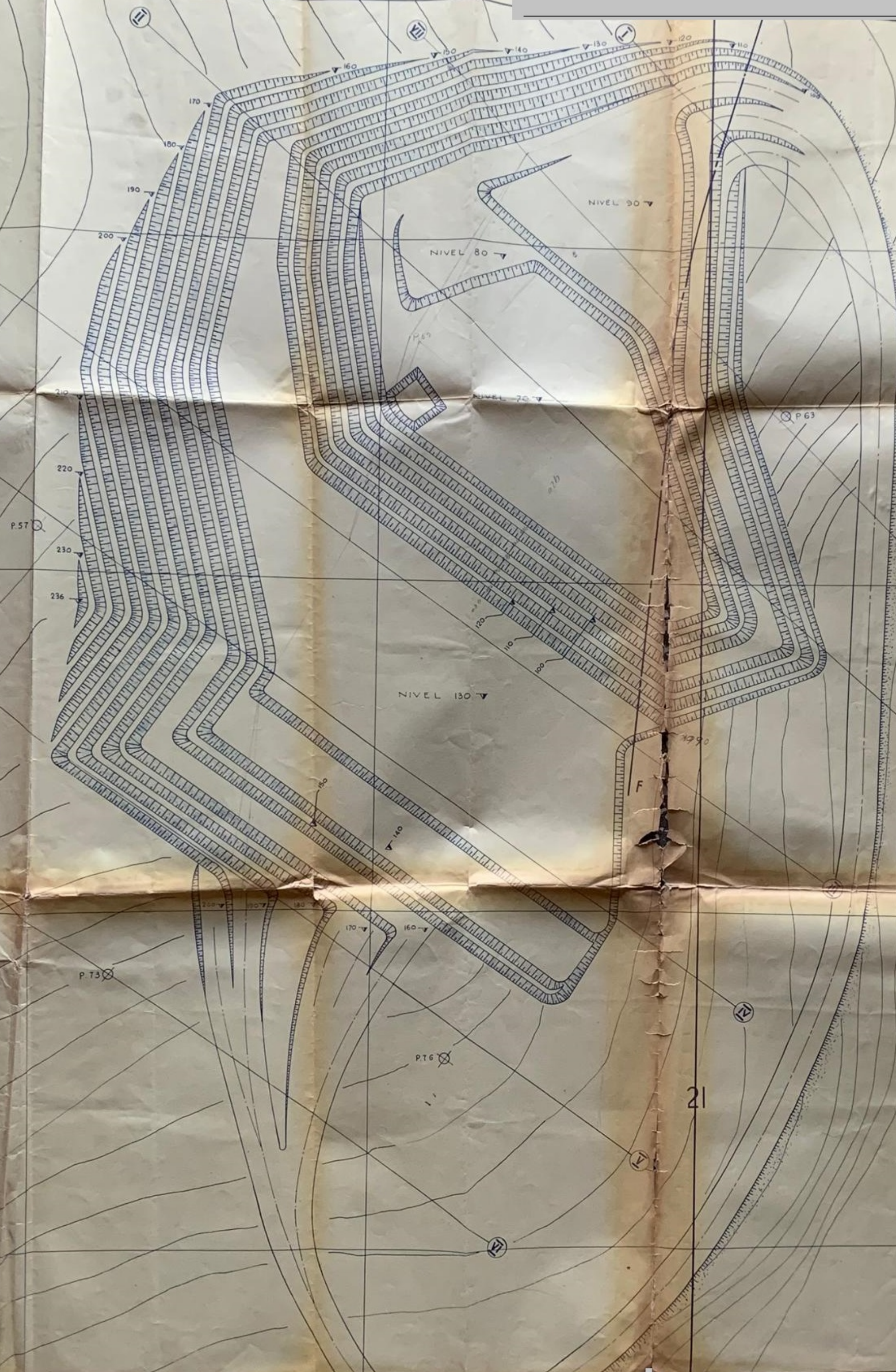
CONTORNO DEL NIVEL 190
" " " " 160
" " " " 130
LIMITE DE LA CANTERA
ESCOMBRERAS

NIVEL 190 (DESTAPE INICIAL)
NIVEL 160 (MINERAL)
NIVEL 130 (MINERAL)

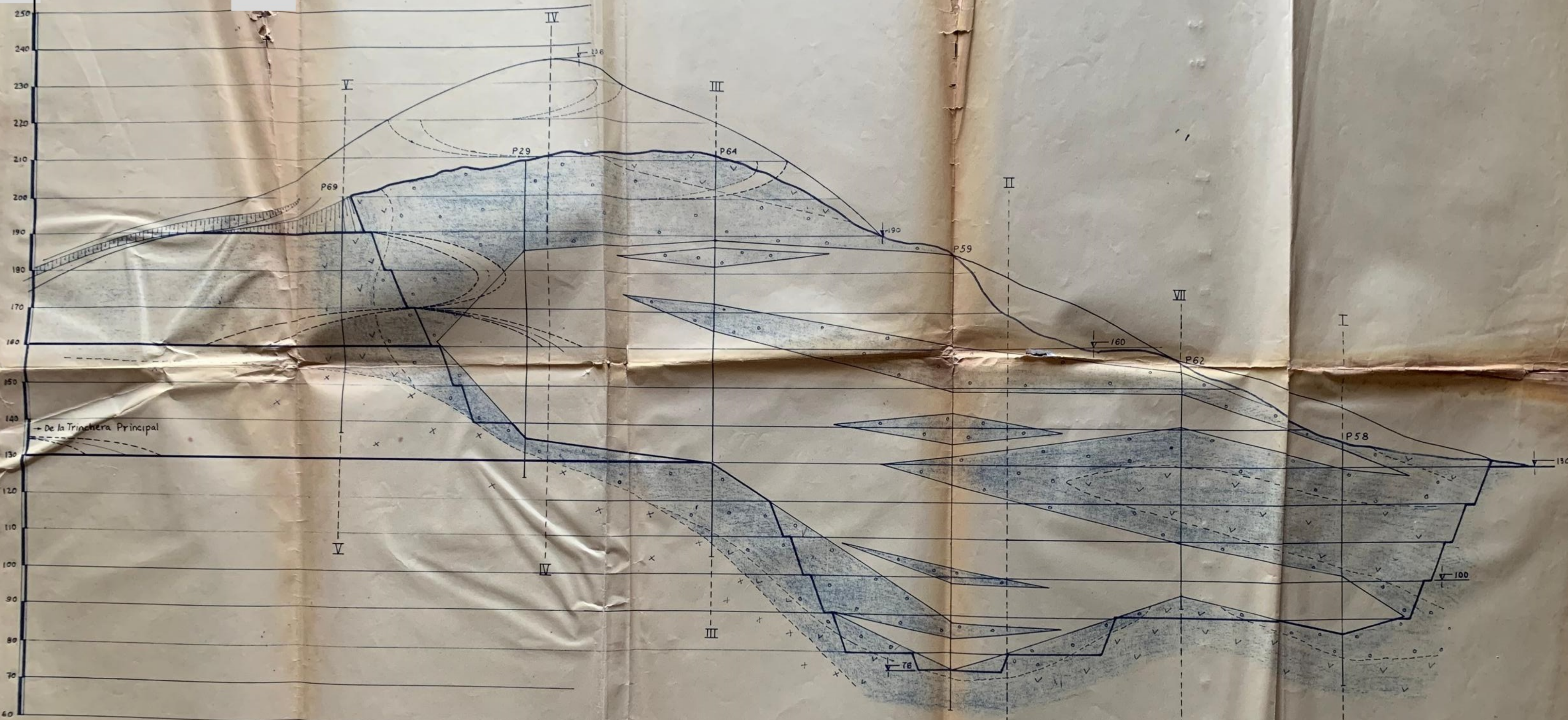
ESCUELA DE MINAS		REPUBLICA DE CUBA UNIVERSIDAD DE ORIENTE	
PROYECTO		TESIS DE GRADO	
FIRMA		FECHA	
TITULO		8-1-69	
AUTOR		FACULTAD	
CODIGO		PLAN	
C-10-2		O	



ESCUELA DE INGENIERIA DE MINAS		REPUBLICA DE CUBA UNIVERSIDAD DE ORIENTE	
ESC. 1200	FIRMA	PROYECTO:	TESIS DE GRADO
PROF. L. GARCIA R.		PLANO DE:	DESARROLLO DE LA CANTERA
REV.		ETAPA II - MINA CHIQUITA	FECHA
APROB.			8-X-69
CODIF.	PROY. No.	OBJ. No.	UN. PROY. EL ESPEC.
D-M-E-2	0		

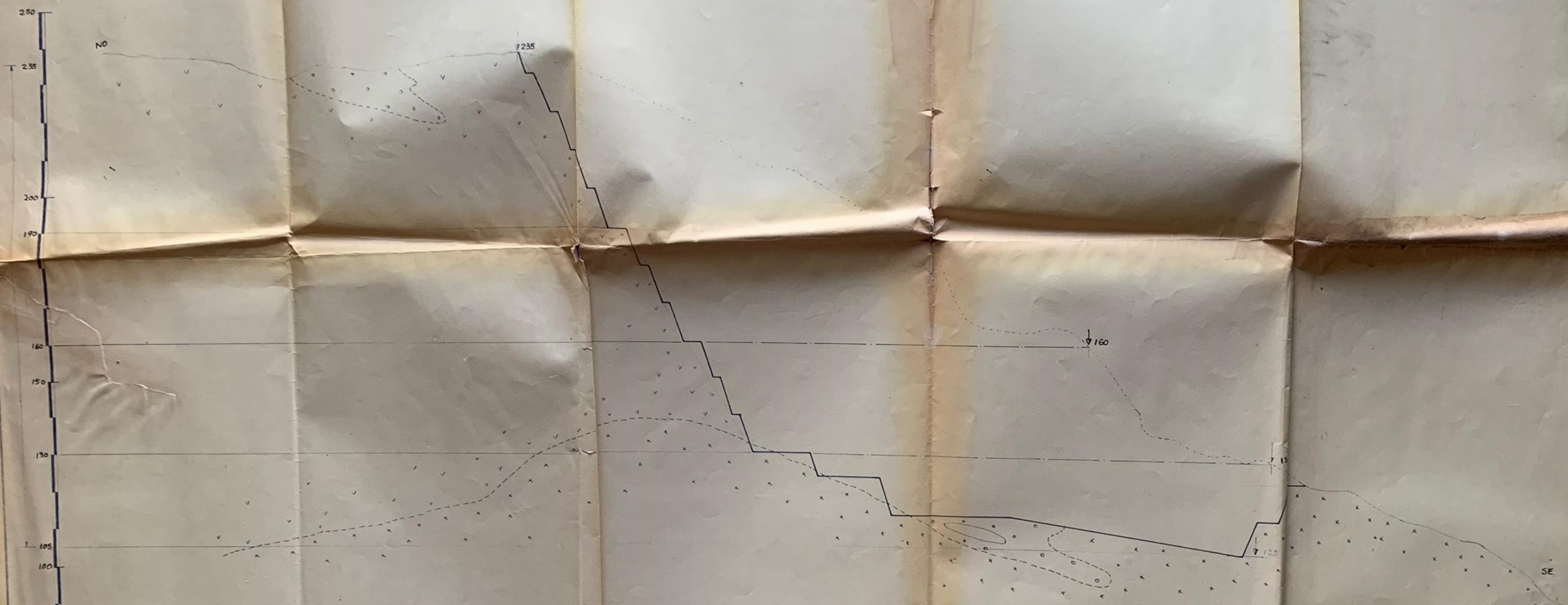


ESCUOLA DE ING. MINAS		REPUBLICA DE CUBA	
UNIVERSIDAD DE ORIENTE			
ESC. 11500	PLANO	PROYECTO:	TESIS DE GRADO
DIB. L. GARCIA	FECHA	PLANO DE:	ESTADO FINAL DE LA
PROY. L. GARCIA	8-X-69	CANTERA - MINA CHIQUITA -	FECHA
REV.			8-X-69
APROB.			
CODIF.			
0-MSC-2			12



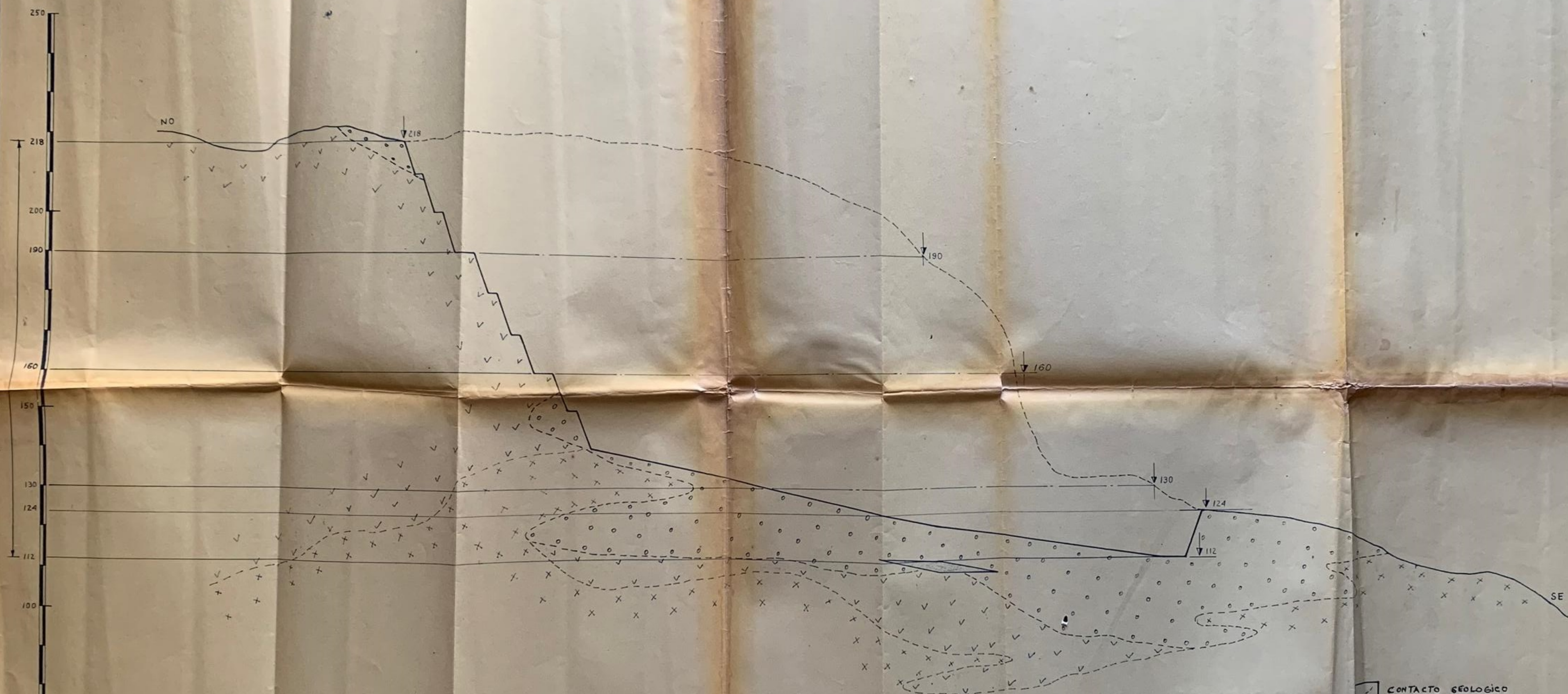
- MAGNETITA
- ESCARNOS
- PORFIRITAS DE PIROXENAS
- DIORITAS, GRANODIORITAS
- CONTACTO GEOLÓGICO

ESCUELA DE ING. MINAS		REPUBLICA DE CUBA UNIVERSIDAD DE ORIENTE			
ESC. 1: 500	FIRMA	Proyecto: TESIS DE GRADO			
DIB. L. GARCIA	PROY. L. GARCIA	PLANO DE: SECCION POR A-B			
REV.	APROB.				
CODIF.	PROY.	PROY. N.	DES. OBRA	SR. PROV.	CL. ESPEC.
Q. M. S. C. 1	0				



- — — CONTACTO GEOLOGICO
- v v v PORFIRITAS DE PIROXENAS
- x x x DIORITAS, GRANODIORITA
- • • ESCARNO

ESCUELA DE ING. MINAS		REPUBLICA DE CUBA UNIVERSIDAD DE ORIENTE					
ESC. 1: 500	FIRMA	PROYECTO: TESIS DE GRADO			FECHA 8-X-69		
DJO L. GARCIA		PLANO DE ESTADO DE LA CANTERA POR EL PERFIL GEOLOGICO IV-IV SEGUN NIVELES 100 160 130 Y 105					
PROY. L. GARCIA		CODIF.	PROY. No	OBJ. OBRA	OR. PROY.	CL. ESPEC.	PLANO No
REV. 1		0					14
PROB.							



- CONTACTO GEOLOGICO
- DÓRFIRITAS DE PIROXENAS
- DIORITAS, GRANODIORITAS
- ESCARÑO

ESCUELA DE INGENIEROS		REPUBLICA DE CUBA UNIVERSIDAD DE ORIENTE			
ESC: 500	FIRMA	PROYECTO: TESIS DE GRADO			FECHA 8-X-69
REV. L. GARCIA	REV. L. GARCIA	PLANO DE: ESTADO DE LA CANTERA POR EL PERFIL GEOLOGICO III-III			
PROB.	PROV.	PROY. No.	OBJ. OBRA	SR. PROV.	CL. ESPEC.
PROB.	O				PLANO No 15



- CONTACTO GEOLOGICO
- PORFIRITAS DE PIROXENAS
- DIORITAS GRANODIORITAS
- ESCARNOS

ESCUELA DE INGENIERIA		REPUBLICA DE CUBA UNIVERSIDAD DE ORIENTE			
PROF. L. GARCIA R.	FIRMA	PROYECTOS		TESIS DE GRADO	
PROF. L. GARCIA R.		PLANO DE:		ESTADO DE LA CANTERA	
APROB.		POR EL PERFIL GEOLOGICO II-II		FECHA 8-X-69	
COD. D.F. 0-1-SC-1	PROY. 0	PROY. NO.	OBJ. OBRA	GR. PROY.	CL. ESPEC.
					PLANO N. 16



PORFIRITAS DE PIROXENAS

ESCUELA DE ING. MINAS		REPUBLICA DE CUBA UNIVERSIDAD DE ORIENTE			
ESC. 1: 500	FIRMA	PROYECTO: TESIS DE GRADO		FECHA	
DIB. L. GARCIA R.		PLANO DE: ESTADO DE LA CANTERA		8-X-69	
PROY. L. GARCIA R.		POR EL PERFIL GEOLOGICO VII-VII		PLANO No.	
REV.				17	
APROB.					
CODIF. D. M. SC-2	PROV. O	PROY. No.	OBJ. OBRA	GR. PROV.	CL. ESPEC.