

GM 35439

RAPPORT DE PRODUCTION, CAMFLO

Documents complémentaires

Additional Files



Licence

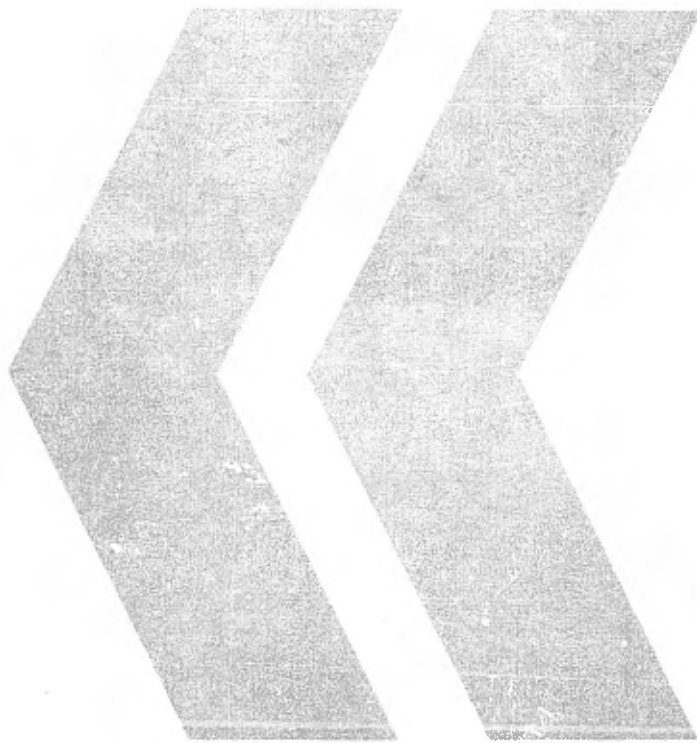


Licence

Cette première page a été ajoutée
au document et ne fait pas partie du
rapport tel que soumis par les auteurs.

Énergie et Ressources
naturelles

Québec 



CAMFLO

Ministère de l'Énergie et des Ressources
Gouvernement du Québec
Documentation Technique

DATE: 23 JAN 1980

No. G.M.: 35439

BUREAU DE DIRECTION

Robert M. Smith,
Ingénieur minier

Brian K. Meikle,
Géologue

Robert E. Fasken,
Administrateur minier

William G. Brissenden,
Ingénieur minier indépendant

Stanley J. Chad,
Ingénieur, pétrole.

Maxwell Goldhar,
Avocat

Bruce B. Verchère,
Avocat

COMITE EXECUTIF

R.E. Fasken, Président du comité

W.G. Brissenden, Vice président du comité

R.M. Smith, Président

B.K. Meikle, Vice président aux opérations

M.E. Holt, Gérant exploration.

K.E. Elrick, Trésorier

David Doig, Secrétaire

R.D. Sherman, Assistant-trésorier

R.G. Newbury, Assistant-secrétaire

CONSULTANT

S.C. Brown, Havelock, Ontario.

Bureau général et comité exécutif

Suite 3001, South Tower, P.O. Box 45,

Royal Bank Plaza, Toronto. Ontario. M5J 2J1

Bureau de la mine

C.P. 640,

Malartic, Québec.

JOY 120

PERSONNEL DE LA MINE

Gérant,	Armand Mailloux
Assistant gérant,	Alex Makila
Ingénieur en chef,	Gordon Fleming
Chef Electricien,	Donald Lalonde
Surintendant de l'usine,	Roger Jolicoeur
Surintendant de la mine,	Michel Sirois
Comptable en chef,	Franc Vodopivec
Capitaine de la mine,	Conrad D'Ambroise

PERSONNEL AUXILIAIRE

Contremaitre de quart,	Jean-Guy Côté Richard Mailloux Jean-Guy Roy (aux.)
Capitaine de sécurité,	Albert Normandin
Infirmière,	Gertrude Fortin

Ingénierie, géologie, comptabilité

Géologue de la mine,	Jeannôt Boutin
Chef arpenteur,	Charles Vallières
Comptable,	Patrice Lessard
Acheteur,	Jean-Guy Lapierre

Ateliers

Chef électricien,	Johnny Chiarot
Chef mécanicien (au fond)	Sarto Martineau
Chef mécanicien (au jour)	Camille Pelletier
Contremaitre de surface,	Léonard Durand

Usine de traitement

Assistant surintendant,	Alfred Gobeil
Chef mécanicien,	Jean-Guy Jacob
Chef de laboratoire,	Robert Young

HISTORIQUE DE LA MINE

La mine Camflo est présentement le sixième plus grand producteur d'or au Canada et se situe parmi les mines souterraines ayant les plus bas coûts de production.

La mine est située entre Malartic et Val d'Or à environ deux milles de la route principale. Les claims furent jalonnés originairement à cause de la proximité d'autres mines d'or déjà en production; et à cause de leur situation favorable, ces claims furent achetés par Camflo en 1962. Le prix d'achat était seulement \$5.000.00

La première phase du programme d'exploration fût un relevé magnétométrique qui délimita le contour d'une bande plissée d'une formation de fer. A l'étude de ces résultats, on recommanda un programme de forage de 3 trous. Les 2 premiers trous ne rencontrèrent que la formation de fer stérile et de la monzonite porphirique stérile. Le troisième trou fut foré pour vérifier une forte anomalie magnétique, ce forage montra que l'anomalie était due à une filon couche de diorite stérile aussi.

On commença à démonter la foreuse, lorsque le directeur d'exploration, C. Cameron, en dernière chance, décida de prolonger le trou d'un autre cent pieds. Ce forage supplémentaire rencontra de la diorite aurifère fortement altérée et donna une bonne raison pour un programme détaillé de forage de surface. Les trous 4 et 5 délimitèrent une plus grande zone, mais les trous 6 à 12 indiquèrent que la zone était petite et isolée.

Il fut alors postulé que l'or avait peut-être émigré verticalement d'une zone aurifère vers la monzonite porphyrique en pente, ainsi le forage d'un trou profond fut décidé. La théorie était fautive, mais le trou 13 rencontra du minerai dans le porphyre et 23 autres trous indiquèrent assez de minerai pour faire une mine.

Le forage de surface à 100 pieds d'intervalle délimita 1,200,000 tonnes de minerai jusqu'à 900 pieds de profondeur. La teneur fut estimée à .22 once/tonne, et plus tard cet estimé fut prouvé conservateur. La teneur de la plupart des dépôts d'or est très difficile à établir correctement. A Camflo, des échantillons de cinq pieds furent pris, excepté lorsqu'il y avait de l'or visible, ou lorsqu'on notait un changement dans la composition de la roche. Où il y avait de l'or visible, on prenait des échantillons de 2½ pieds et la carotte était fendue en deux de façon à envoyer l'or visible pour un essai de teneur. Tous les résultats élevés sont alors abaissés à 2 onces/tonne.

Le fonçage du puits commença à l'été 1963 et les développements souterrains subséquents furent assez encourageants pour justifier la mise en production en mai 1965

Au début, le minerai était envoyé pour traitement à la mine Malartic Goldfields. Quand le succès de la mine fut prouvé, il fut décidé de construire une usine de traitement d'une capacité de 1,000 tonnes par jour sur le terrain de la mine. Cette usine fut complétée en juillet 1969, et un agrandissement à 1250 tonnes par jour fut complété en février 1975.

GEOLOGIE

La plupart des mines d'or qui ont été découvertes dans la région de 60 à 70 milles entre Noranda et Val d'Or sont situées près ou en-deça de quelques milles d'une faille majeure appelée la faille Cadillac-Bouzan. Le dépôt de la mine Camflo est situé à deux milles au nord de cette faille et est associé à un cylindre de monzonite porphyrique.

Les roches les plus vieilles de la région sont du groupe Malartic: consistant en andésite, basalt, et des coulées de dacite. Cette ceinture contient aussi des tufs, des agglomérats et des coulées de rhyolite ainsi que beaucoup de massifs de diorite et de péridotite en forme de filon couche.

Régionalement, celles-ci ont une direction est-ouest et ont été pliées en un synclinal majeur. Aux approches de la mine le groupe Malartic consiste surtout de coulées d'andésite vert foncé et de tufs variant de lits très épais à très minces. Ils sont recoupés par des sills de diorite vert foncé à grains moyens qui contient jusqu'à 10% de magnétite. Localement, la direction est nord-ouest 55° et a un pendage au nord à 50° . Ces roches représentent la partie nord retournée du synclinal régional et ont été déformés en plis d'étirement autour du cylindre.

Au sud des roches volcaniques, sont les sédiments du groupe Kéwagama composés de grauwakes gris foncé à grains fins. Un lit de 25 pieds d'épaisseur de conglomérats altérés est adjacent aux volcaniques, suivi d'une bande de formation de fer magnétique contenant 15% de magnétite de 10 à 40 pieds d'épaisseur. Une seconde bande étroite de formation de fer est séparée de la première par une épaisseur de 300 pieds de grauwakes.

L'intrusion de monzonite porphyrique dans les sédiments est appelée localement porphyre felspathique. Cette roche est composée au trois quart de cristaux de feldspath de $\frac{1}{4}$ " inclus dans une matrice de feldspath à grains fins et de biotite. Les cristaux de feldspath sont ronds et leur contour est effacé. Le porphyre est de couleur saumon à rose pâle et gris et contient à peu près 4% de biotite.

L'intrusion de porphyre épouse la forme d'un cylindre oval d'approximativement 300' par 600' de dimension en plan, logé dans le nez d'un pli d'entraînement, dont il suit la plongée; ce cylindre a un pendage de 55° le long d'une direction N-55-E et se maintient approximativement entre deux formations de fer.

Le contour de ce cylindre est très irrégulier et au moins 50% de cette forme ovale consiste d'extensions et d'inclusions de grauwake. La plus grande partie du porphyre est remplie de joints et de fractures. Le patron des fractures est irrégulier excepté pour un ensemble de fractures normales à la plus grandedimension du cylindre.

Il y a une série de failles parallèles dans la région de la mine avec une direction N- 55° et d'un pendage moyen de 43° N-E. Les failles sont séparées par une distance de 10' à 150', et montrent un léger cisaillement et un peu de déplacement. celles-ci interceptent les formations à un angle aigu. Ces failles semblent avoir été les voies de migration des fluides qui ont causé l'altération de la roche hôte ainsi que les fluides aurifères.

Dans le grauwake, le porphyre et les tufs, les failles sont peu apparentes. Elles sont généralement indiquées par une veine de quartz chertoux de 2" à 12" avec une zone d'altération de quelques pouces de séricite, de chlorite, de quartz et de peu d'ankérite. La zone d'altération contient généralement 1% de pyrite

et en deça de 500 pieds du porphyre, la teneur peut-être de .04 once/tonne. En quelques endroits, il y a eu un développement de 5 à 10% de pyrite dans le grauwake et dans ces zones à forte teneur en pyrite, il y a de la minéralisation.

Dans la formation de fer, à peu près 50% des zones de failles contiennent de l'or sur une faible largeur. Une grande partie de la magnétite a été transformée en pyrite, et dans de petites zones, où il y a jusqu'à 50% de pyrite, le minerai aura une teneur supérieure à 0.5 on/t.

Dans la diorite, les failles sont entourées par une large zone de silicification de 10 à 50 pieds de largeur. La couleur de la diorite a été changée du vert foncé à un gris pâle avec une teinte bleu, et la magnétite disséminée originale a été transformée en pyrite. Les zones de failles contiennent environ 50% de quartz et sont de 1 à 10 pieds de large; leur contenu de pyrite varie de 1 à 30%. La quantité d'or présente varie en gros avec la quantité de pyrite présente, et la teneur peut varier de 0.01 à 0.4 once/tonne. Au dessus du niveau 1300, moins de 5% de ces zones de failles en deça de 1000 pieds du porphyre sont du minerai, en dessous de ce niveau, environ 25% sont du minerai; et au niveau 2250, un chantier d'exploitation sera de 800 pieds en longueur.

Le minerai associé aux zones de failles ne compte que pour 10% du minerai découvert jusqu'à ce jour. La grande partie du minerai découvert se situe à l'intérieur du cylindre de monzonite porphyrique; soit en de grandes zones irrégulières, soit en de petites zones. Le contrôle structural de ces zones de minerai n'a pas été vérifié exactement, mais elles représentent environ 25% du porphyre et le reste est stérile. Les zones de minerai peuvent être aussi large que 130 pieds par plus de 300 pieds de long sur une profondeur de plus de 400 pieds.

Visuellement, le minerai a la même apparence que le porphyre stérile, sauf lorsque le minerai a une forte teneur.

Le minerai le plus riche contient 3 à 5% de veines de quartz gris blanc et 1 à 3% de pyrite dissimulée. Les veines de quartz ont 1/8 pouce à 2 pouces de largeur et contiennent des cristaux subhédraux de pyrite de 1/8 à 1/2 pouce. De petits grains d'or visibles sont fréquents dans le quartz et l'or est souvent trouvé sur la face des cristaux de pyrite. Très peu de scheelite et occasionnellement des tellures sont trouvés avec les minerais les plus riches.

Le minerai à une teneur d'une moyenne inférieure à .30 once/tonne et la grande partie du porphyre stérile contiennent seulement 1/2 à 1% de veines de quartz et 1/2 à 1% de pyrite. Les veines de quartz entrelacent complètement les zones de minerai et peuvent être les voies d'accès par lesquelles l'or a pénétré dans le porphyre.

Le porphyre ne contenant pas de veines de quartz, est stérile et a très peu de pyrite. La fluorite et la calcite sont fréquentes dans le minerai et dans le porphyre stérile.

La séquence suivante conduisant à la formation de ce dépôt de minerai est ainsi postulée: Déposition des tufs et des laves et injection près de la surface des filons couches de diorite; déposition des sédiments; plissement régional profond; formation d'un batholite; différenciation à l'intérieur du batholite; injection du cylindre de porphyre; refroidissement; mouvement le long des zones de failles causant la fracturation de la diorite et du porphyre; introduction du quartz dans les fractures et les failles; refracturation du quartz; introduction des sulphures et de l'or; et finalement érosion.

Le résultat est un cylindre irrégulier de monzonite porphyrique fraîche, avec un fort pendage et une profondeur connue de plus de 2700 pieds. De la surface à une profondeur de 350 pieds, il ne contient pas de minerai, mais au niveau 2700, il contient 2200 tonnes de minerai au pied vertical. Ce chiffre peut varier de niveau à niveau, mais il n'y a pas d'augmentation ou de diminution majeure avec l'augmentation de la profondeur.

MINAGE

Le minerai est miné à partir d'un puits à trois compartiments de $5\frac{1}{2}$ X 6 pieds de 3360 pieds de profondeur. A partir du niveau 1600, le puits a quatre compartiments pour permettre l'utilisation d'un treuil souterrain pour les fonçages subséquent du puits, sans avoir d'interférence avec la production régulière.

Les niveaux sont faits à tous les 150 pieds, et à chaque niveau, un travers-banc nord est avancé jusqu'au minerai, où une galerie est-ouest est creusée le long de l'éponte inférieure de la zone de minerai.

Le forage au diamant à tous les 50 pieds délimite un contour approximatif des zones de minerai et cette information est utilisée pour établir un plan préliminaire de minage. Deux points de soutirage pour chargeuse mécanique sont faits; de ceux-ci, une cheminée est percée jusqu'au niveau suivant. Des sous-niveaux sont établis à 40 et 100 pieds au dessus du niveau; des galeries sont creusées de la cheminée en direction est-ouest au milieu de la zone. De ces galeries, on creuse des travers-bancs à tous les 50 pieds jusqu'à la limite du minerai. Toutes les ouvertures sont échantillonnées avec soins. A chaque volée, un échantillon au hasard, un échantillon par wagon et 3 fragments de mur sont pris et les boues de deux trous de 8 pieds dans les murs sont envoyés pour un essai de teneur. Les résultats sont utilisés pour faire une révision du plan original de minage.

Quand la zone de minerai a une largeur moindre que 18 pieds, ou quand les contours de zones plus larges sont très irréguliers, des chantiers de minage par chambre-magasin sont faits. Quelques-uns de ces chantiers sont abandonnés quand le minerai devient non économique, d'autres peuvent découvrir plus de minerai que ce qui était prévu, et la plupart sont convertis en chantiers d'abatage par trous profonds.

La roche sur un mille au nord de la zone de minerai, consiste en diorite et volcanique compétantes, et sur deux milles au sud, en grauwake très compétant. Ce bloc massif est entouré de schiste de talc qui absorbe bien la plus grande partie des contraintes régionales. Dans la mine, les dépôts de minerai sont disposés de façon à ce qu'un ensemble de massifs de porphyre stérile forme un excellent système de piliers. Jusqu'à date, l'emploi de chantiers chambre-magasins et d'abatage par trous profonds n'a pas causé de problème majeur de contrôle de terrain.

cependant, cette distribution dissiminée des massifs rend le contrôle de la ventilation assez difficile, ainsi aucune machinerie à combustion interne n'est utilisée. Les méthodes de minage sont traditionnelles, mais sans remblayage, les coûts sont bas.

Environ un quart du minerai porphyrique est miné par chantiers chambre-magasins et le reste par chantiers d'abatage par trous profonds. Ces derniers sont minés par forage en éventail du sous-niveau, avec espacement de 3 pieds entre chaque éventail. La longueur moyenne des trous est de 65 pieds. Après le sautage à l'aide de gels (Tovex et Powmex), le minerai cassé est enlevé des points de soutirage par chargeuses mécaniques. Quelques galeries de raclage et quelques chutes chinoises sont utilisées.

Le minerai de diorite est situé le long d'une zone de failles dont le pendage varie de 60° jusqu'à 10° . Ce minerai est miné selon une méthode modifiée de chantier par chambre et piliers. Le minerai cassé est raclé vers des chutes conventionnelles et 25% du minerai est laissé sur place pour faire office de piliers de soutien.

Le chargement du minerai se fait en grande partie à l'aide de chargeuses mécaniques Eimco 21 et Atlas Copco LM 56 et transporté dans des wagons de type Gramby d'une capacité de 100 pieds cubes.

Le transport du minerai se fait sur une distance moyenne de 800 pieds vers un système de cheminée à minerai à 50° de pente. ce système conduit le minerai à l'un ou l'autre des deux concasseurs à machoires (36"X48") où il est réduit à moins 6 pouces. Le minerai est monté en surface à l'aide de skips Wabi de 6 tonnes accouplés à un treuil Dominion à tambours de 10 pieds de diamètre capable d'atteindre une profondeur de 5000 pieds.

Abatage par sous-niveau:

Environ 75% du minerai traité provient de chantiers d'abatage par sous-niveau dans la zone de porphyre, où le terrain est compétant. Le forage des trous profonds en éventail est destiné en gardant à l'esprit autant que possible la productivité des foreurs. la patron est de 3 pieds entre les éventails et l'espacement des trous est de 11 pieds au fond. Chaque deuxième éventail est disposé en quinconce avec le précédent.

Le chargement des trous pour le sautage est fait avec un chargeur pneumatique et l'explosif utilisé est soit du Tovex ou du Powermex. Nous obtenons de cette façon une bonne fragmentation qui diminue les coûts de sautage secondaire.

Dans le but d'éliminer le gros ouvrage de l'installation et du déplacement de la foreuse Atlas Copco BBC120F et par le fait même, améliorer la productivité, nous avons acheté un chariot "Norpat Drill Carriage" pour une équipe et notre personnel a fait le design et la fabrication d'un support à foreuse sur lices avec vérins hydrauliques pour la deuxième équipe. Notre but principal est d'avoir des hommes plus heureux à l'ouvrage et aussi d'éviter les douleurs chroniques du dos, lors de forage avec les barres et vérins traditionnels.

CHANTIER CHAMBRE-MAGASIN

Cette méthode est utilisée pour miner les veines de forme irrégulière, les ouvertures pour les chantiers à trous profonds et pour les chantiers en bordure, comme les fins de massifs de minerai.

Le minage se fait à l'aide de foreuses JR 38 avec fleurets de 7/8" et taillants amovibles de 1¼". Le raclage se fait généralement à l'aide d'un racloir actionné par air.

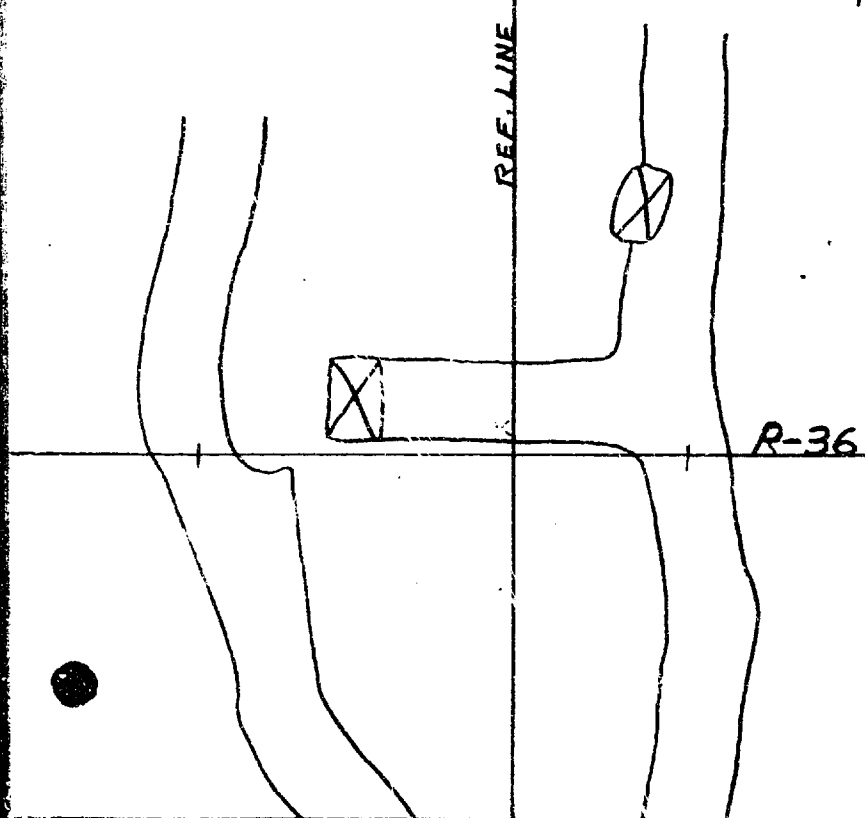
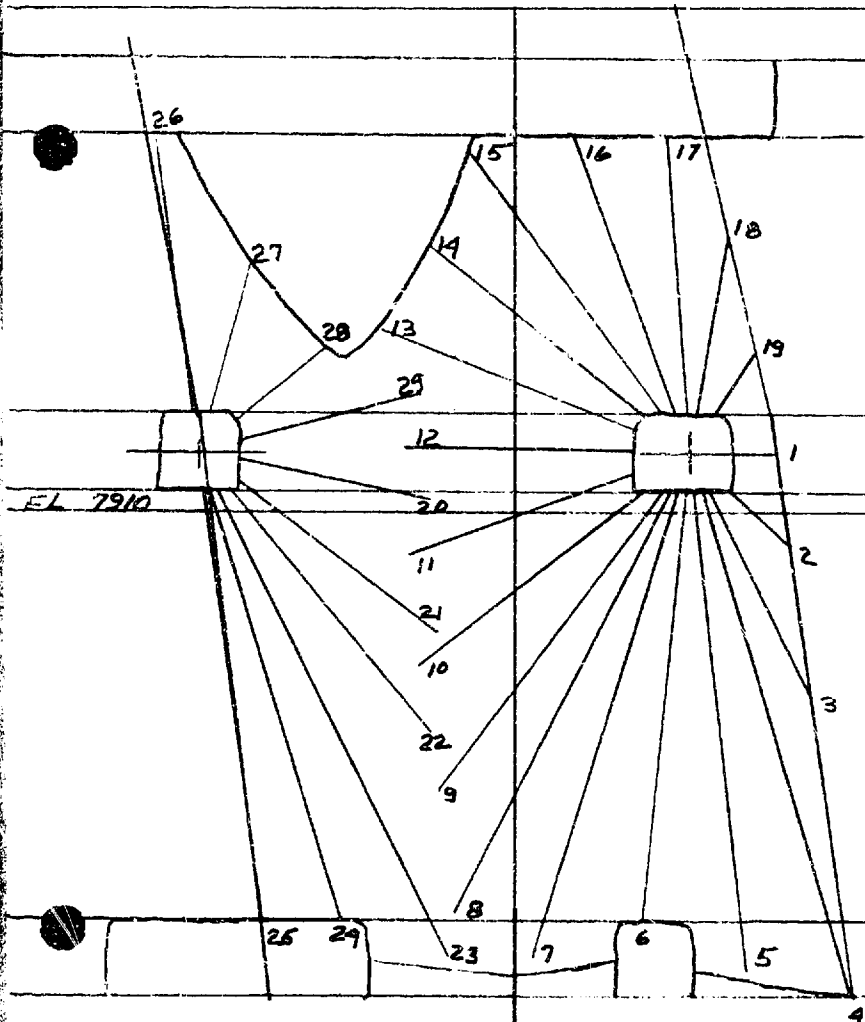
CHANTIER CHAMBRE ET PILIERS

Dans le minerai de diorite, qui a un pendage approximatif de 40°, l'éponte supérieure n'étant pas assez compétante, nous devons utiliser une méthode avec piliers en longueur pour pouvoir miner de façon sécuritaire et éviter la dilution excessive.

21-203 LEVEL

RING

36



HOLE	DEGREE	LENGTH		CAP DELAY
		PLAN	DRILL EXP	
1	0° N		6'	
2	-44°		10'	
3	-64°		26'	
4	-74°		56'	
5	-84°		51'	
6	-84° S	47' ^{BT}		
7	-73°		53'	
8	-64°		51'	
9	-54°		41'	
10	-39°		31'	
11	-21°		26'	
12	0°		25'	
13	+22°	30' ^{BT}		
14	+39°	30' ^{BT}		
15	+54°	34' ^{BT}		
16	+69°	31' ^{BT}		
17	+80°	30' ^{BT}		
18	+81° N		20'	
19	+58°		9'	607'
20	-11°		21'	
21	-37°		28'	
22	-51°		34'	
23	-64°		55'	
24	-73°	48' ^{BT}		
25	-82°	47' ^{BT}		
26	+82° S	30' ^{BT}		
27	+75° N	17' ^{BT}		
28	+40°	12' ^{BT}		
29	+15°		20'	307'
30				392T
TOTAL		914'		

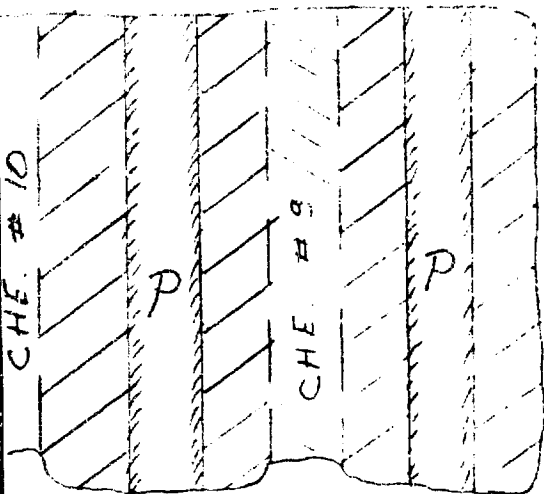
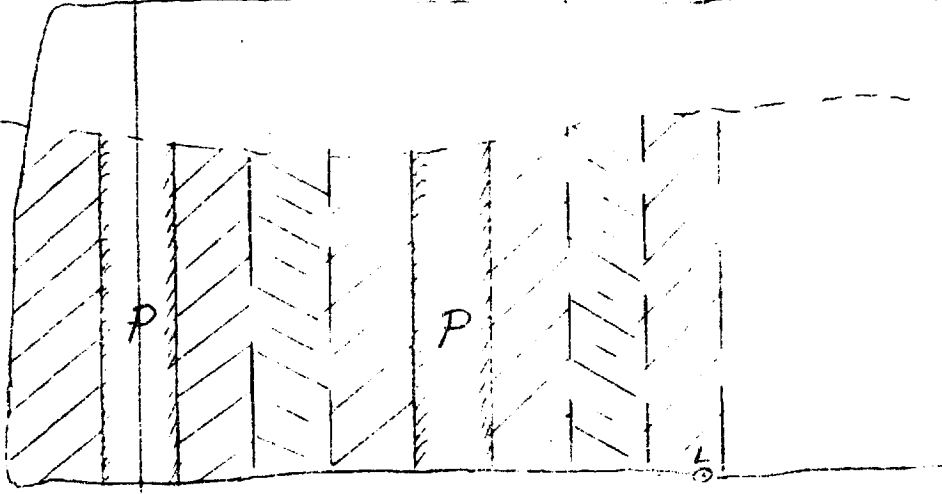
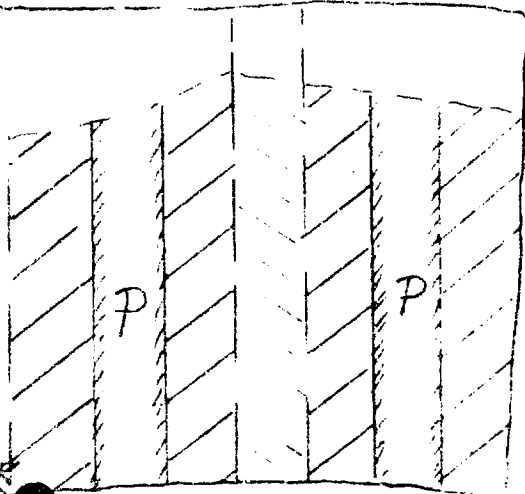
TONS _____
 TONS/FT _____
 EXPL. LBS _____
 EXPL. /TON _____

PILIER

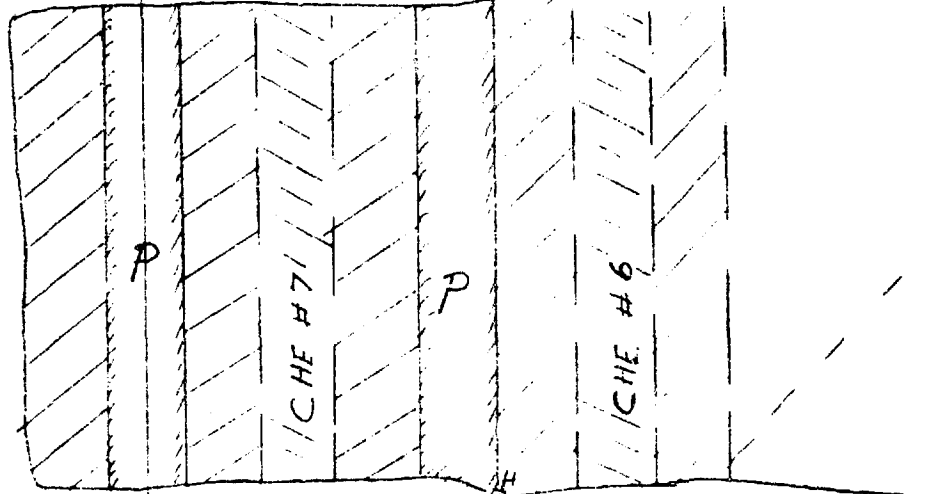
DEVELOPEMENT A FAIRE

MINAGE

19-6-E DR.



21-607 CHE #8



21-6-E-DR

COUPE TYPIQUE DE CHANTIER
CHAMBRES ET PILIERS

USINE DE TRAITEMENT

METHODE DE TRAITEMENT

CONCASSAGE

Le minerai concassé à moins 5" sous-terre, est passé sur un crible vibrant 4'X 8' d'ouverture 3/8". Les roches assez petites vont directement aux silos d'emmagasinage. les grosses sont concassées dans un concasseur conique 4 $\frac{1}{4}$ standard Symons d'ouverture 7/8". Ce minerai passe sur un deuxième crible vibrant 5'X 8' d'ouverture 3/8". Les roches assez petites vont directement aux silos d'emmagasinage: les plus grosses sont envoyées à un concasseur conique 4 $\frac{1}{4}$ Short Head Symons ajusté à 3/8". La décharge de ce concasseur est retournée au deuxième crible en circuit fermé.

EMMAGASINAGE

Les trois silos d'emmagasinage de capacité nominale de 2400 tonnes ont une charge utile de 1900 tonnes; ce qui donne une autonomie de 36 heures.

BROYAGE EN SOLUTION DE CYANURE

Le minerai soutiré des silos est passé dans un broyeur à barres de 8'X 12' et ensuite dans deux broyeurs à boules en parallèle, un 8'X 15' et un 9'X 12'. La décharge du broyeur à barre est mélangée avec celle du broyeur à boules adjacent et envoyée à deux cyclones séparateurs 15" Krebbs à l'aide de deux pompes 6X6 SRL. La décharge du second broyeur à boules est envoyée à un cyclone séparateur 15" Krebbs à l'aide d'une pompe 6X6 SRL.

La sous-verse de ces trois cyclones alimente les deux broyeur à boules; la surverse est envoyée pour une séparation secondaire dans deux autres cyclones séparateurs 15" Krebbs.

La sous-verse de ces deux cyclones est retournée aux broyeurs à boules, alors que la surverse est envoyée au traitement.

La densité à la sortie du broyage est de 25% solide.

Le broyage final est

83% moins 200 mèches

et 62% moins 325 mèches

Consommation de barres: .75 lb/tonne

Consommation de boules: 1.44 lb/tonne

TRAITEMENT

La surverse des cyclones secondaires est divisée entre trois épaisseurs en parallèle qui montent la densité de la pulpe à 60% solide.

La sous-verse des épaisseurs est envoyée à deux agitateurs en série et ensuite à deux filtres à tambour en parallèle. De là, la pulpe passe par un second ensemble d'agitateurs et de filtres et à un troisième ensemble. A la sortie des filtres du troisième ensemble, la pulpe est pompée vers le parc à rejet. Le filtrat des six filtres est divisé également entre les trois épaisseurs,

La surverse des épaisseurs est acheminée vers un réservoir de clarification de 42 sacs, où les particules fines sont enlevées de la solution. La solution nettoyée est envoyée dans une tour de déaération Crowe et ensuite aux filtres presses Perrin après addition de poudre de zinc qui provoque la précipitation de l'or.

Ce procédé de traitement donne une extraction de l'or de 95 à 96%

REACTIFS UTILISES LORS DU TRAITEMENT

Chaux	3.00 lbs/tonne
Cyanure de calcium ou sodium	0.40 "
Nitrate de plomb	0.007 "
Acetate de plomb	0.001 "
Chlorure d'ammonium	éliminé "
Boules Alchem 918M	0.007 "
Poudre de zinc	0.03 "
Cyquest 3223	0.005 "
Acide muriatique (HCl)	0.02 "
Filter Aid (Hyflo-Super Cell)	0.035 "
Alchem D 2214	0.004 "

Le circuit de traitement donne un temps de rétention du minerai de 48 heures.

RAFFINAGE

Les filtres presses à être nettoyés, sont soufflés avec de l'air comprimé environ deux heures pour assécher le précipité, qui est ensuite détaché des toiles et envoyé à la raffinerie pour la pesée et le mélange avec les fondants. Le mélange est introduit dans deux fournaies Rockwell et fondu pour environ une heure par cent livre de mélange. Les fournaies sont doublées avec du Sillimanite Ramming Mix. Cette doublure a une durée d'utilisation d'environ 200 heures.

Composition du mélange par 100 livres de précipité.

Borax	40 lbs
Nitrate de sodium	24 lbs
Sable de silice	16 lbs
Fluorsparth	6 lbs

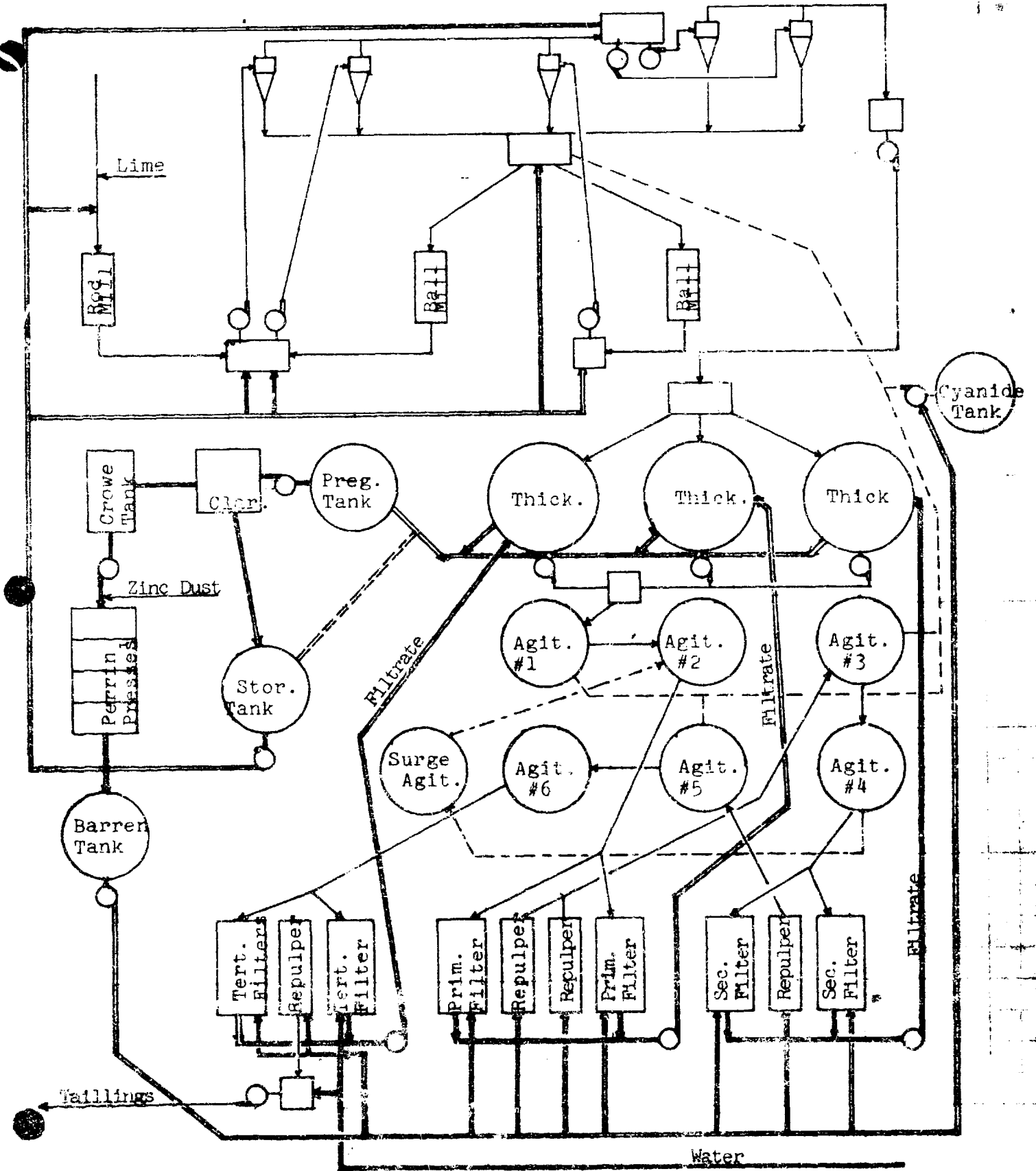
Le produit final est de l'or en brique dont la finesse est environ 94%.

Consommation d'huile par fournaise ; 15 imp.gal./hr

DISPOSITION DES REJETS ET CONTROLE DE LA POLLUTION

Les rejets sont disposés dans un parc de 200 acres situé en amont de l'usine, à environ 3000 pieds de distance. L'effluent du parc, après par des étangs d'oxigénation, se jette dans le Ruisseau Kériens. En aval du parc est située la station de pompage pour l'eau utilisée dans le traitement. De cette façon, 80% des eaux usées sont recirculées. La quantité de particules en suspension et de cyanure est très basse à l'effluent du parc. L'eau naturelle étant acide, l'addition des eaux usées a pour effet de ramener le pH à une valeur neutre. En aval de la station de pompage il n'y a plus de trace de cyanure dans l'eau et seulement des trace de métaux solubles. La main-d'oeuvre nécessaire pour le fonctionnement de l'usine de traitement et de l'usine de concassage est au nombre de 27, inclus le personnel de cadre. L'entretien et les réparations sont effectués par le personnel de l'usine.

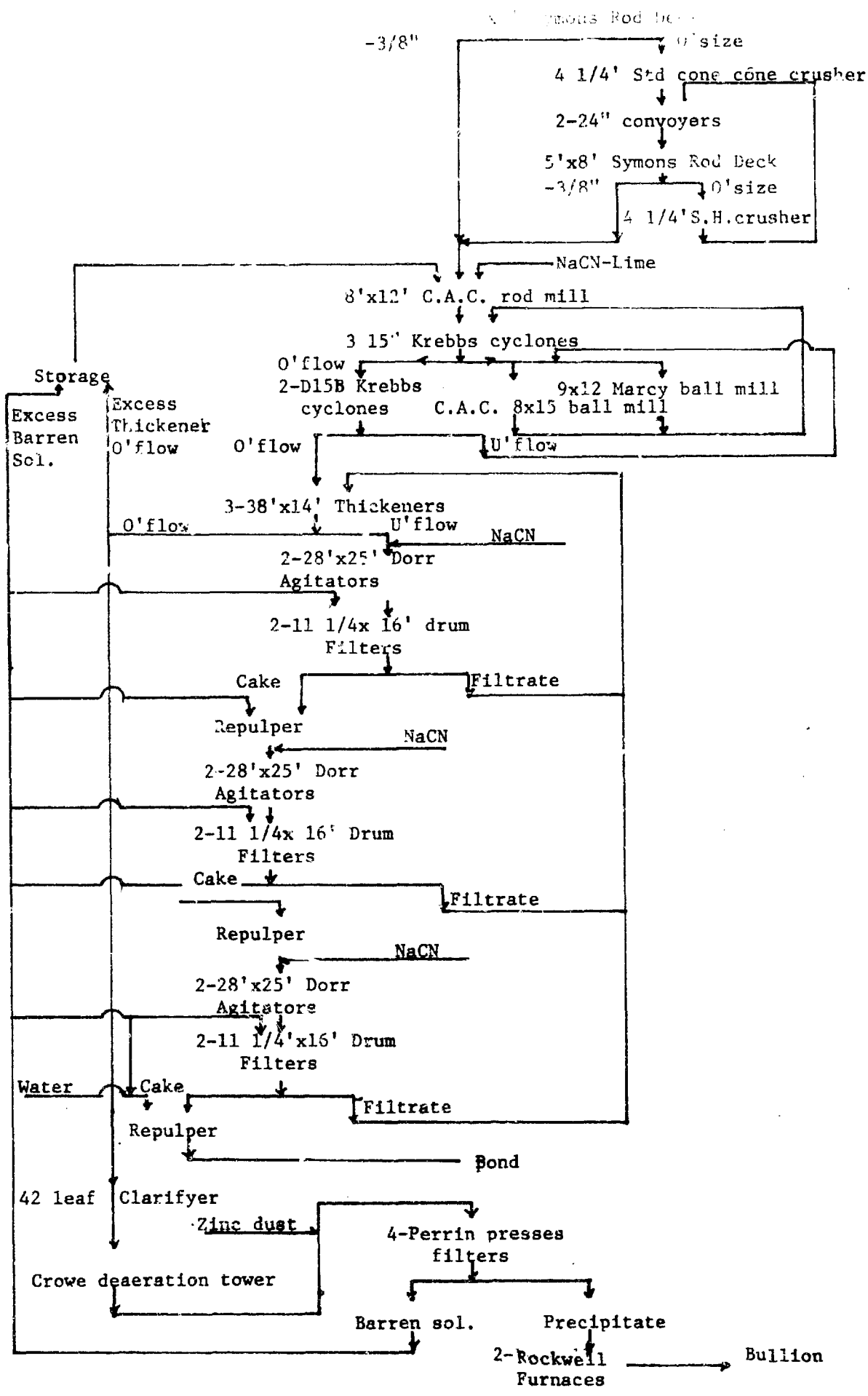
CAMPLO MINES LTD



Solution
Pulp

Mill Diagram

December 1977



Equipement pour extraction

PUITS Commencé à l'été 1963
Profondeur; 3348 pieds.
Compartiments; 4 (3 jusqu'au niveau 1300)

CHEVALEMENT Hauteur; 104' à l'axe des molettes, en acier
construit par dessus celui original en bois
de 90'

SILOS Au chevalement, 215 tonnes (charge utile);
transporté par convoyeur jusqu'à un silo de
700 tonnes (charge utile).

TREUIL Dominion Engineering 10'X 7' deux tambours
Cable; 1½"Ø 6x 27 I.P.S. R.H. Lay
Vitesse; 1500 P.M.
Skips: 2- 6 tonnes, décharge par le fond
Wabi
Cage; 1-12 hommes, montée sous le skip
Contrepoid; monté sous l'autre skip

Intervalle des niveaux: 150' (3 à 200' du 900 au 1500)
Emplacement des concasseurs: Niveaux 2475, 3068
Trémis de chargement: 2175, 2625, 3200

FONCAGE DU PUIITS

TREUIL Canadian Ingersoll Rand 53"X 36" deux tambours
Cable; 7/8"Ø 7X18 sans rotation
Cuffat; 2 tonnes
Contrepoid; situé dans le compartiment des
échelles, dans un tuyau de 8"

COMPRESSEURS (100psi)

1-	Canadian	Ingersoll	Rand	XVHE2	1500	cfm	300HP	Sync.
1-	"	"	"	"	1350	"	250HP	"
1-	"	"	"	"	1000	"	200HP	"
1-	"	"	"	"	1000	"	200HP	"
1-	"	"	"	"	1500	"	300HP	"

CONCASSEURS

2- Canadian Allis Chalmer A-1 48"x 36"
Concasseurs à machoires, moteur 150 HP

VENTILATION

Ventilateur principal; Canadian Blower & Forge
60" Super B Axial Flow Mine Ventilating Fan
entraînement par courroies
Été: 1282 RPM, 80,000 cfm, 5.4" w.g. 100HP
Hiver: 824 RPM, 60,000 cfm, 4.0" w.g. 50HP

CHAUFFAGE

6 unités Chromalox FDH-42-42-120 avec
éléments Incoloy 120 watts avec 2 circuits
de 3 phases pour 60 watts chacun.
Chaque unité a un température prédéterminée
de mise en circuit; tel que 35-30-25-20-15-10 (F°)
Les deux dernières unités sont sur la charge
de pointe.

Emplacement; dans le conduit en arrière du
ventilateur principal.

VENTILATION
AUXILIAIRE

Fournie par des ventilateurs électriques de
15, 19, 24, 30, 40 pouces
par des ventilateurs à air 16" Korffman
par des 'Lamb Air Mover' de 6"

TREUILS DE
RACLAGE

(électrique)
6- Pickrose 25 HP
1- Joy 60 HP
2- C. I. R. 50 HP
(air)
7- C. I. R. H-NN-I-J 12 HP
1- " H-NN-I-K 15 HP
1- " H-5-NN-I-K 20 HP
1- " Moteur à vannes 8 HP

CHARGEUSES	5- Atlas Copco	LM 56	"Hight deck"
MECANIQUES	4- " "	"	" Low deck"
	6- Eimco	21	
	3- "	12 B	
LOCOMOTIVES	1- Atlas Copco	Type A	4 tonnes
	6- Clayton		3½ tonnes
	9- "		2 tonnes
CHARGEURS A BATTERIES	18 Powertronic à rectificateur		
WAGONS	29- Type Gramby		4 tonnes
	4- " "		3½ tonnes
	4- " "		3 tonnes
	5- à berceaux		1 tonne
FOREUSES	28- Canadian Ingersoll Rand	JR 38	"jack legs"
	14- " " "	JR 38	"stoppers"
	9- Secan	S 240	"jack legs"
	10- "	S 240	"stoppers"
	4- Gardner Denver	S 63 F	"jack legs"
	2 (+1) Atlas Copco (1977)	BBC 120	foreuse de trous profonds

STATISTIQUES

Année	Production (Tonnes)	Onces	Teneur de rec.	Coût/tonne	Coût/once
1965	152,457	36,063	.236	\$7.15	\$30.01
1966	265,950	76,719	.253	\$6.26	\$21.57
1967	366,419	96,855	.250	\$5.71	\$21.62
1968	362,734	91,608	.249	\$6.04	\$23.93
1969	386,449	86,096	.224	\$5.77	\$25.88
1970	374,580	90,913	.241	\$5.71	\$23.53
1971	377,774	91,684	.245	\$5.45	\$22.50
1972	380,682	100,101	.231	\$6.27	\$23.84
1973	389,622	98,228	.220	\$7.55	\$29.71
1974	377,521	81,589	.190	\$10.12	\$46.71
1975	456,123	88,568	.182	\$10.66	\$55.00
1976	463,721	90,458	.177	\$11.90	\$61.01
1977	471,798	87,433	.174	\$12.51	\$67.49
1978	470,778	76 102	.162	\$13.41	\$83.17

Production à date (1, janvier 1979)

Tonnes; 5 296 608

Onces; 1 192 417.3

Réserves à date

2 183 925 tonnes @ 0.158 on./tonne