

# GM 48871

REPORT ON THE PROPOSED PRODUCTION PLANS, FIRST CANADIAN PROPERTY

Documents complémentaires

*Additional Files*



Licence



*License*

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 

**REPORT ON THE  
PROPOSED PRODUCTION PLANS  
OF  
AUR RESOURCES INC.  
FIRST CANADIAN PROPERTY**

**Ministère de l'Énergie et des Ressources**  
Service de la Géoinformation

Date: 26 SEP 1988

No G.M.: 48871

**VAL D'OR, QUEBEC  
APRIL 8, 1988**

## TABLE OF CONTENTS

1.0	Summary, Conclusions and Recommendations	1
1.1	Summary and Conclusions	1
1.2	Recommendations	2
2.0	Introduction	2
3.0	Location and Holdings	2
4.0	History and Development	6
5.0	Geology	6
6.0	Ore Reserves and Mineral Inventory	7
7.0	Kierens Zone Production Plans	7
7.1	Surface Plant	7
7.2	Mine Development	8
7.3	Mining Program	8
8.0	Metallurgy	11
9.0	Environmental Study & Application	11
10.0	Summary of Capital and Operating Costs and Financial Analysis	11
10.1	Capital Costs	11
10.2	Operating Costs	11
10.3	Financial Analysis	12
	Statement of Qualifications - H.R. Stockford	14

Table of Contents - cont'd

APPENDICES

- (I) Ore Reserves Calculation Methods
- (II) Capital Cost Details
- (III) Operating Cost Details
- (IV) Metallurgical Progress Reports Nos. 1 & 2 -  
Lakefield Research
- (V) Correspondence - Municipality of Dubuisson; Golder  
Associates; Quebec Government

LIST OF FIGURES

- 1 - Location and Claim Map 3
- 2 - 750 ft. Level Plan - Kierens Zone 4
- 3 - Section 41+00W - Kierens Zone 5
- 4 - Pre-Production Schedule, 1988 9
- 5 - Longitudinal Section Showing Kierens  
Zone Development 10

LIST OF PLANS IN BACK POCKET

- 1 - Surface Plan, Norlartic Site
- 2 - Longitudinal Section - Norlartic - First Canadian  
Development Plan
- 3 - Description and Survey Plans - Mining Lease  
& Surface Rights Required for Kierens Production  
Plan 3A - First Canadian Portion of Lease  
Plan 3B - Norlartic Portion of Lease

## 1.0 SUMMARY, CONCLUSIONS AND RECOMMENDATIONS

### 1.1 Summary and Conclusions

The underground exploration program initiated in September 1986 and designed to evaluate the Kierens Zone gold deposit over a strike length of 1,000 feet and to a depth of approximately 1,600 feet was essentially completed by April 1, 1988.

A production feasibility study was carried out by the staff of Aur with the guidance of Mr. Howard Bird, P. Eng. of Mining Geology Services Ltd. who has acted as a consultant to Aur on its exploration programs over the past three years. The study incorporates rigorous cost figures based upon known payroll costs in the area, budget cost quotes for all equipment and materials and on mining costs determined by actually mining the deposit on paper. The production feasibility study, the results of which are summarized in section 10.0 of this report, demonstrates that, within certain constraints such as a dramatic drop in the price of gold, in the worst case scenario with respect to ore reserves the Kierens Zone gold deposit will make a significant profit, provide a 65% internal rate of return and will repay all the capital costs within the first twelve months of full production.

The proven, probable and possible reserves outlined to date above a depth of 1,600 feet are 812,000 tons at an average grade of 0.21 oz gold per ton. This reserve is located within a strike length of 1,000 feet. The deposit remains essentially unexplored below a depth of 1,600 feet and to the East of Section 31 West for a distance of 1,500 feet to the Norlartic property boundary. The potential for significantly expanding the reserves through ongoing exploration is believed to be excellent. The probability that mining operations will continue long past the initial 3 year period upon which the feasibility study has been based is believed to be very high.

The production feasibility study has been carried out on mineable reserves of 182,000 tons in the core of the Kierens zone gold deposit with an average grade of 0.38 oz Au/ton. Applying 20%-30% dilution at zero grade has reduced the millhead grade to 0.29 oz Au/ton for a total of 236,000 tons. Operating costs have been calculated to be \$94 per ton in 1989 and 1990 dropping to \$60 in 1991 on the assumption that both a substantial amount of the development costs to extract the ore in 1991 will have been completed in 1990 and that the fixed costs will be reduced due to production from the Norlartic property. Should production from Norlartic not be achieved within the required timeframe the costs per ton in 1991 will be higher. Total capital costs required to achieve commercial production are calculated at \$8,232,000. At a gold price of \$400 U.S. (\$500 Can) this capital will be recovered in 1989, the first year of operation. The recovered gold grades used in the study are 0.33 oz Au/ton in 1989, 0.28 oz Au/ton in 1990 and 0.174 in 1991. The operating cost per ounce of production is \$225 U.S. in 1989, \$265 in 1990 and \$276 in 1991. A provision for \$144,000 per year of exploration work chargeable to the project in each year has been made. These funds will establish proven and probable mining reserves within the balance of the reserves outlined to date. Exploration work required to expand reserves outside of the reserve block area have not been considered to be chargeable to this project. Salvage value of \$1,000,000 has been allocated to revenue in 1991 assuming the operation terminates at that time. Custom milling at a cost of \$20 per ton has been estimated in the study. A decision to defer building a mill and tailings disposal area has been made for three reasons: firstly until such time as the size of the Norlartic operation is known sizing a mill is not possible; secondly mill startup always has its difficulties in the first six months of operations

and it is during this period that the highest grade ore will be mined; thirdly discussions with other companies currently operating mills with a capacity of 200-500 tons per day indicate that their straight operating costs are \$18-20 per ton which means that custom milling is cost effective and no capital expenditure is required.

### 1.2 Recommendations

It is recommended that the Kierens Zone gold deposit be brought into production at an initial rate of 200 tons per day and that capital expenditures of approximately \$8,300,000 be authorized for the purposes of achieving production before the end of 1988.

## 2.0 INTRODUCTION

The purpose of this report is to provide justification for bringing the First Canadian property into production. It is to be used to obtain authorization from the Board of Directors of Aur Resources Inc. for the necessary expenditure. It is also to be used to obtain the necessary permits and approvals from Quebec government officials. The report has been prepared by the Senior Mining staff of Aur Resources Inc. with the guidance of Mr. H. Bird, P.Eng. of Mining Geology Services Ltd., Consultant to Aur.

The report outlines the Pre-production and Operating Costs for the placing the Kierens Zone gold deposit into production as early as possible at a milling rate of 200 tons per day.

The report is based on an evaluation of all information obtained from recently-completed underground exploration programs. Quotations from the present on-site mining contractor, J.S. Redpath Ltd., form part of the capital cost estimates.

Cost estimates are based on using the Norlartic shaft to hoist ore produced at the First Canadian property.

## 3.0 LOCATION AND HOLDINGS

The First Canadian property is located 12 miles by road west of Val d'Or, Quebec, in the southeast corner of Malartic Township (Figure 1). The property occupies Lots 62, 63 and 64 of Range 1 and comprises three full lot-sized claims (335786-1, 336314-1 and 336314-2) covering an area of 245 acres.

As of November, 1986, Aur Resources Inc. had earned a 100% interest in the property subject to a 10% net profits royalty payable to First Canadian Gold Corporation.

The Norlartic property lies immediately east of First Canadian and comprises 3 mining claims covering 205.1 acres in Vassan Township. Aur Resources Inc. holds a 70% interest and Nova-Cogesco Resources Inc. has earned a 30% undivided interest in the Norlartic property. A 1.5% Net Smelter Royalty is payable to Messeguy Mines Ltd.

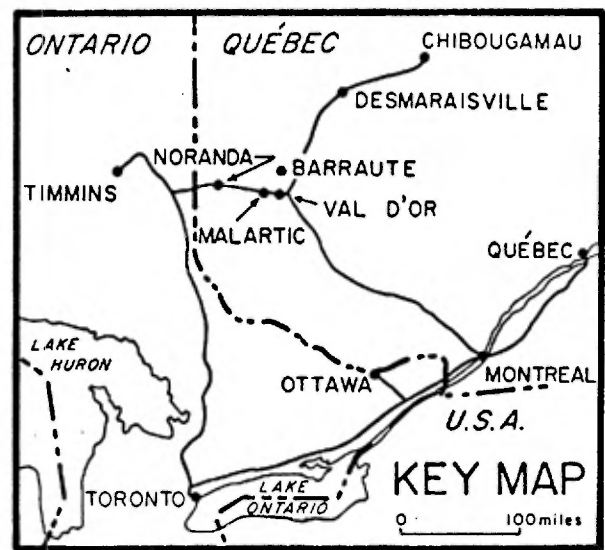
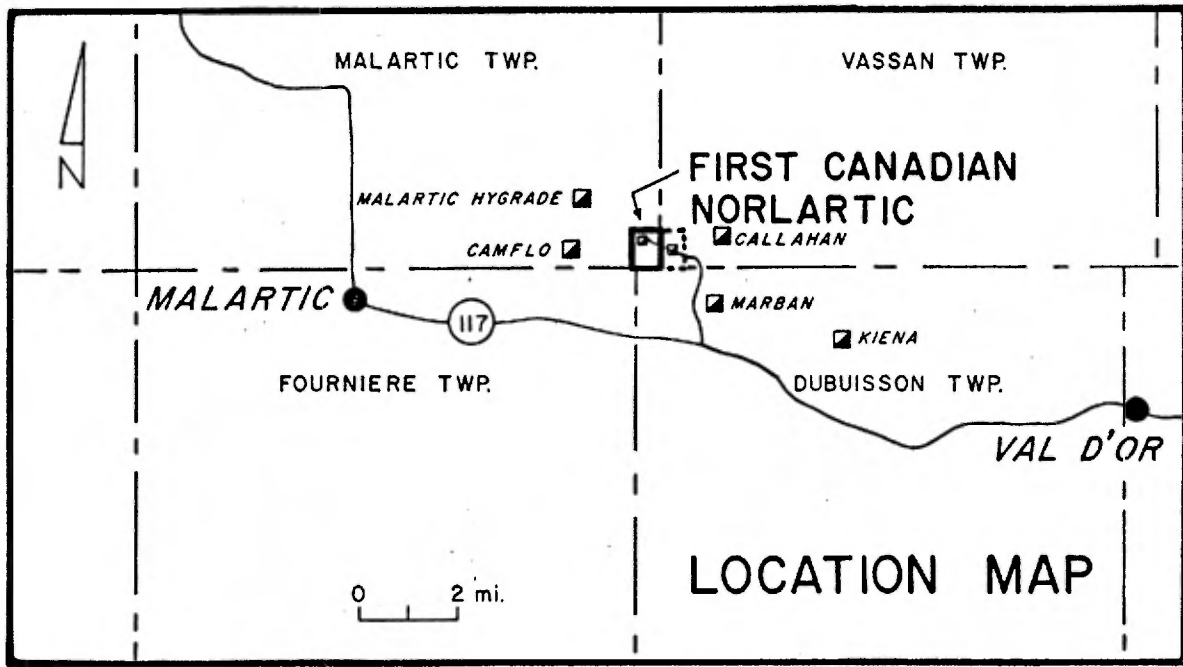
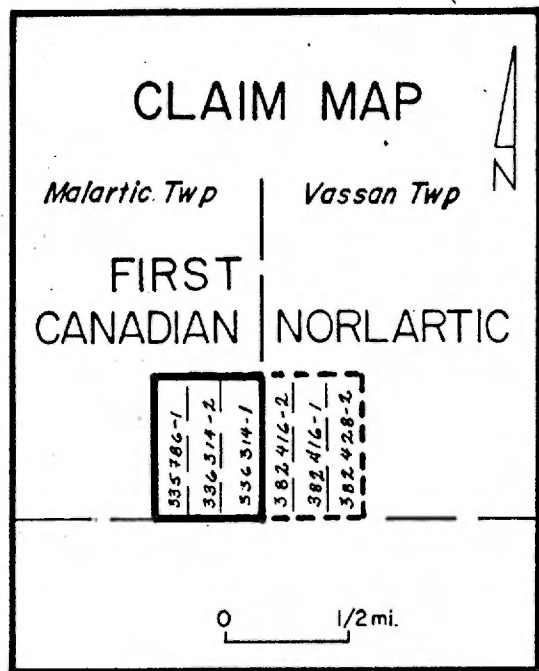
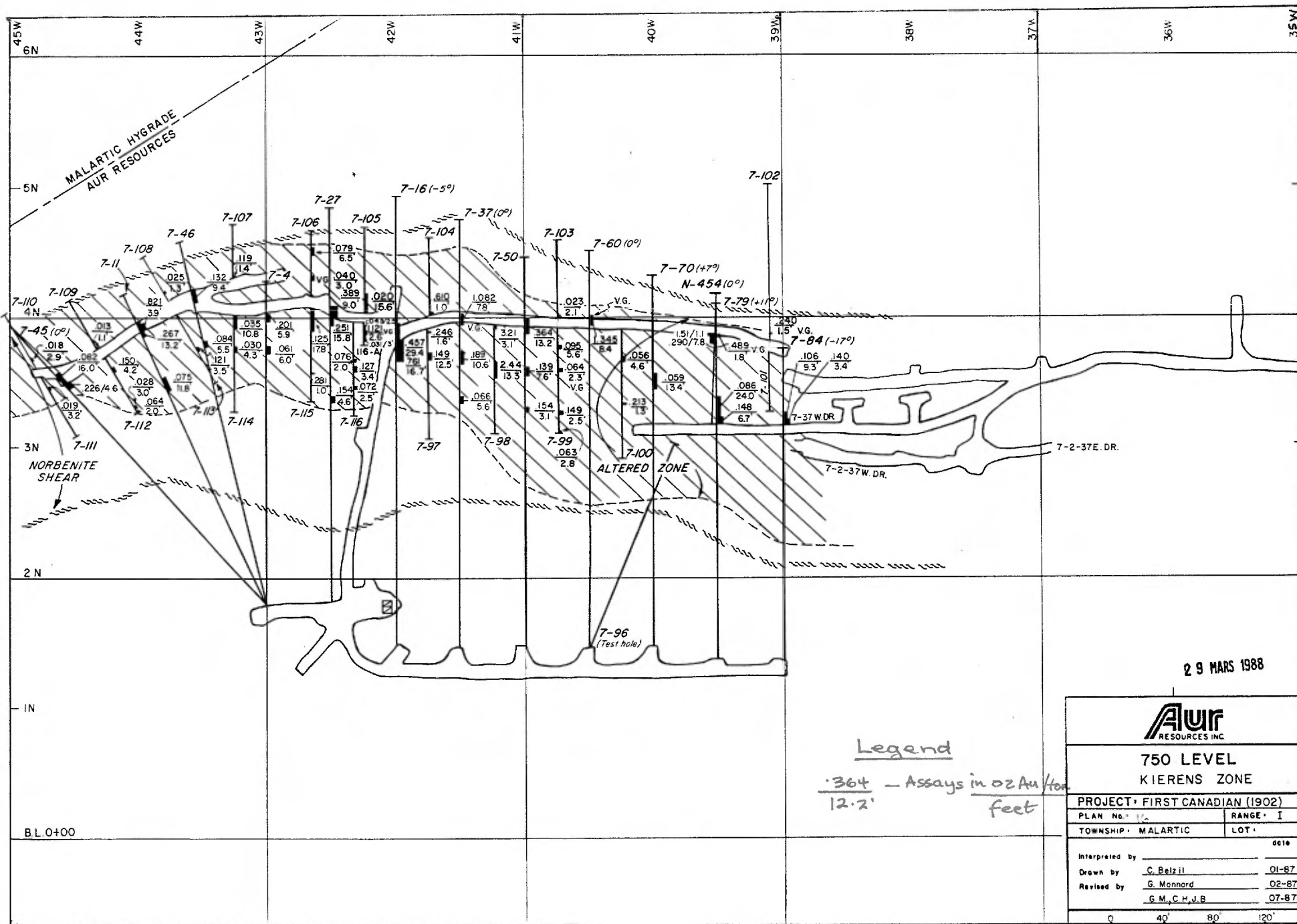


Figure 1



29 MARS 1988



**750 LEVEL  
KIERENS ZONE**

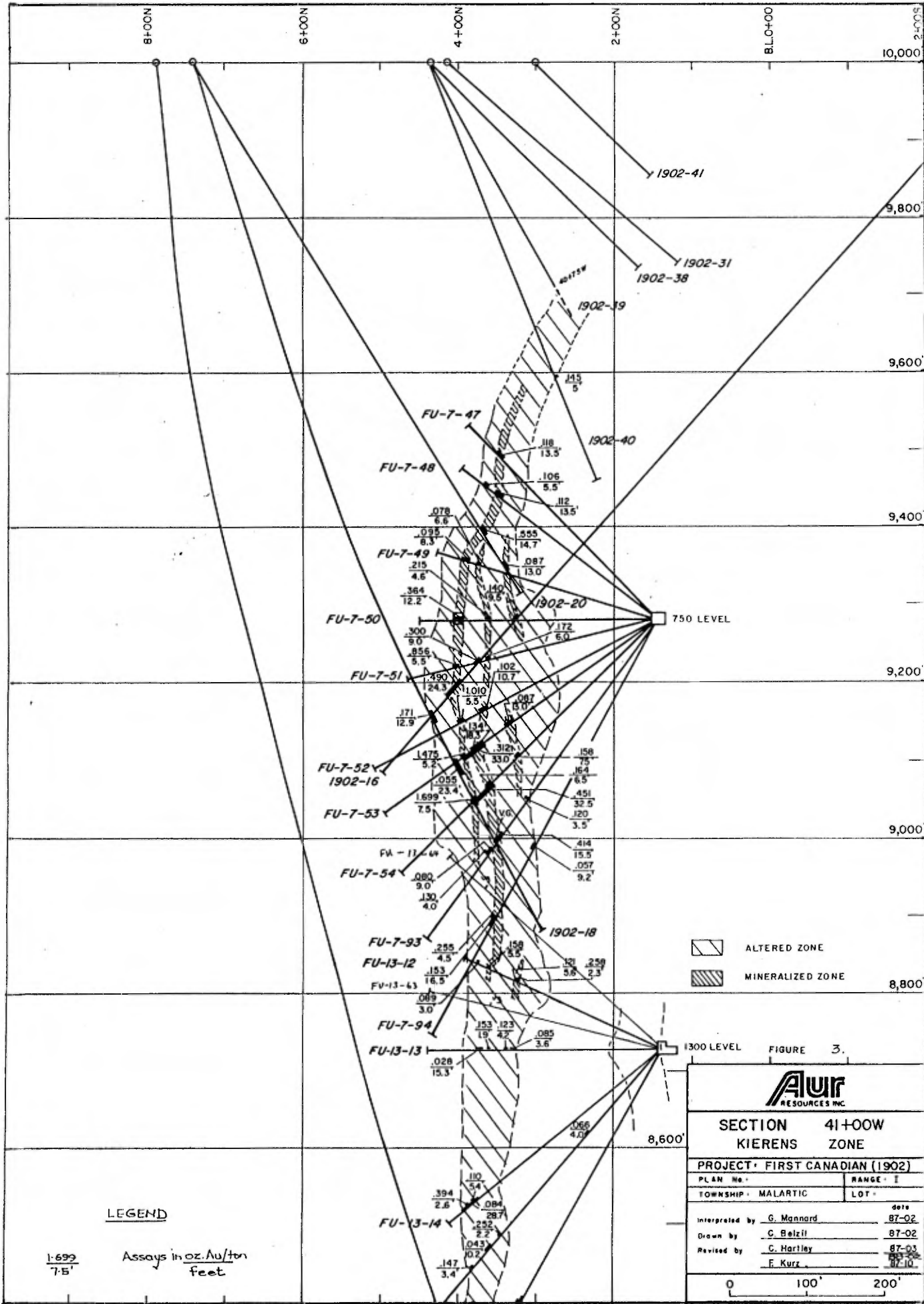
PROJECT: FIRST CANADIAN (1902)	
PLAN No. 112	RANGE: I
TOWNSHIP: MALARTIC	LOT:
Interpreted by _____ 0510	
Drawn by C. Belzil 01-87	
Revised by G. Monnard 02-87	
G.M., C.H., J.B. 07-87	

Legend

·364 — Assays in oz Au / ton  
12.2' feet

FIGURE 2





**LEGEND**

1:699  
7.5' Assays in oz. Au/ton  
feet

ALTERED ZONE  
 MINERALIZED ZONE

FIGURE 3.

<b>Aur</b> RESOURCES INC.	
<b>SECTION 41+00W</b> <b>KIERENS ZONE</b>	
<b>PROJECT: FIRST CANADIAN (1902)</b>	
PLAN No.:	RANGE: I
TOWNSHIP: MALARTIC	LOT:
Interpreted by G. Mannard	DATE: 87-02
Drawn by C. Beizil	DATE: 87-02
Revised by C. Hartley	DATE: 87-03
F. Kurz	DATE: 87-10
0 100' 200'	

#### 4.0 HISTORY AND DEVELOPMENT

The First Canadian property was originally part of the Norlartic Mine property where a total of 1.2 million tons of ore grading 0.13 oz gold per ton was produced between 1959 and 1966.

Limited mining of the Norlartic West Zone (ie. the eastern extension of the First Canadian Kierens Zone), was carried out between 1964 and 1966. Access was provided by a 4,000 foot long drift on the 750 level which was driven from the Norlartic shaft.

The three First Canadian claims were optioned by Aur Resources Inc. and Brominco Inc. in early 1984. Aur and Brominco were merged in 1985, leaving Aur Resources Inc. as the surviving entity.

Prior to the acquisition of these claims, 95 holes totalling 45,000 feet had been drilled since 1943 by previous owners which included Norbenite Malartic Mines, Norlartic Mines Ltd., First Canadian Gold Corporation and also by Soquem, which held and dropped an option to acquire the property prior to Aur Resources Inc.

Following compilation and reinterpretation of all diamond drilling data, Aur initiated a surface drilling program in late 1985.

This drilling outlined the Kierens Zone over a strike length of 1,000 feet and to an average depth of 800 feet. Based on wide-spaced drilling (on 200 ft. centres) the drill indicated reserves were estimated at 700,000 tons averaging 0.20 ounces Au/ton.

In August 1986, it was decided to undertake an underground exploration program to evaluate the economic potential of the Kierens Zone gold deposit. A two-compartment shaft was sunk to a depth of 750 feet, a drill drift was driven on the 750 foot level from which 29,000 feet of underground diamond drilling was carried out and drifting in the ore zone was completed before the middle of March 1987. Highly encouraging results were obtained from this program. It was therefore decided to expand the scope of the program to include deepening the shaft to a depth of 1,400 feet and diamond drilling of 30,000 feet from a drift on the 1300 level.

As of March 31, 1988, this program had been completed. The information obtained from it forms the basis of this report.

#### 5.0 GEOLOGY

The Kierens Zone gold deposit occurs within the altered core of the Norbenite Shear, a steeply dipping shear zone that extends across the property area and which also hosts the Main Zone gold deposit on the adjoining Norlartic property. At the Kierens Zone the rocks within the shear zone consist of strongly altered and deformed talc-chlorite schists, mafic volcanics and intermediate sills. These rocks are bound to the north and south by thick sequences of massive ultramafic flows.

Gold mineralization occurs in two principal forms:

- 1) as coarse gold in single quartz vein structures up to 3.0 feet thick;
- 2) as fine gold associated with disseminated pyrite in quartz vein stockwork systems up to 15.0 feet thick.

The bulk of the known ore reserves occur between the 500 and 1300 levels between sections 38+00W and 45+00W. This area has been covered by definition diamond drilling on 50 to 100 foot centres. The mineralized zone has been traced down to the 1600 level and east to section 31+00W by drilling on 100 to 200 foot centres.

## 6.0 ORE RESERVES AND MINERAL INVENTORY

An estimate of the gold reserves contained within the Kierens Gold deposit has been calculated based on surface and underground exploration completed to March 1988. Details of this calculation together with a description of the methods used are provided in Appendix I. A summary of these reserves is as follows:

	Tons (short)	Grade (oz Au/ton)
Total mineral inventory (proven probable & possible):	812,000	0.209
Dilution (20%):	<u>162,000</u>	<u>0.000</u>
Total (diluted):	<u>974,300</u>	<u>0.174</u>

Within this mineral inventory mineable ore reserves are estimated to be as follows:

	Tons (short)	Grade (oz Au/ton)
Proven and Probable: Total (undiluted):	182,000	0.376
Dilution:	<u>54,000</u>	<u>0.000</u>
Total (proven & probable after dilution):	<u>236,300</u>	<u>0.290</u>

The 738,000 tons @ 0.137 oz Au/ton (diluted) constituting the remaining portion of the mineral inventory are located adjacent to the mineable ore reserves above, below and to the east. It is reasonable to assume that with additional underground development and diamond drilling a significant proportion of this will be reclassified as mineable ore reserves which will extend the mine life.

## 7.0 KIERENS ZONE PRODUCTION PLANS

### 7.1 Surface Plant

Surface construction during 1988 at the Norlartic site will include:

- installation of an ore bin at the existing headframe;
- construction of a 40' x 120' building for a shop, warehouse and office;
- upgrading of the existing mine dry facilities;

- completion of installation of the main mine ventilation fans and heater along with associated electrics.

Surface construction at First Canadian will consist only of the facilities required for mine backfill.

## 7.2 Mine Development

Mine development during pre-production will include:

- deepening the existing shaft approximately 150 feet and making provision for further deepening in the future;
- installing shaft loading and spill pockets;
- developing an ore pass from the shaft loading pocket to the 1300 level;
- installing a rockbreaker and grizzly at the ore pass on the 1300 level.
- establishing 3 production levels (1000, 875 and 750 levels) from the First Canadian shaft;
- completing the mine ventilation system;
- establishing the mine backfill system;
- completing sufficient stope preparation to allow for production of 5,000 tons of ore per month.

## 7.3 Mining Program

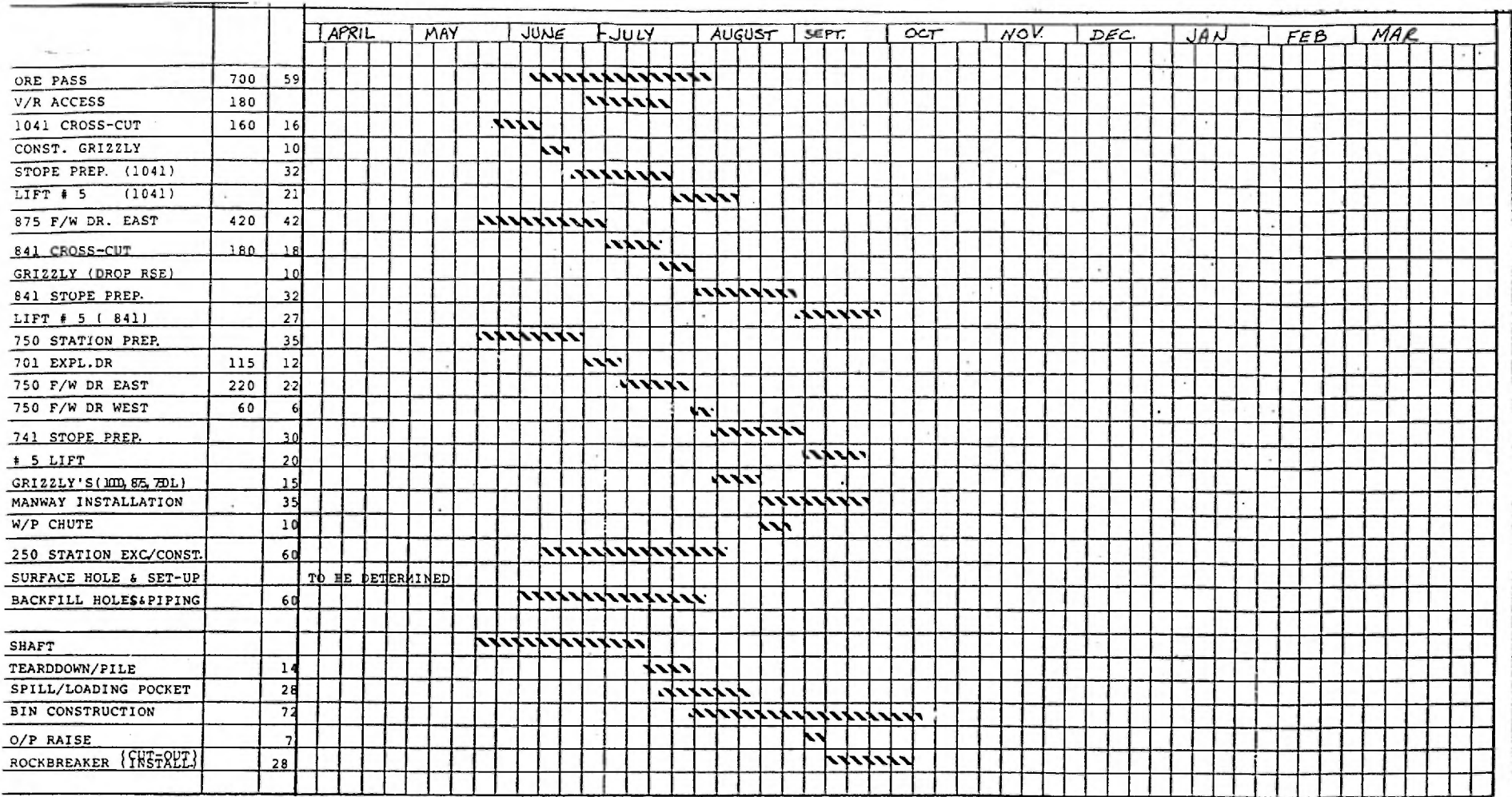
Cut and fill stoping will be employed to mine the initial stoping blocks in the Kierens Zone. This method will permit maximum grade control and ground support in the narrow, high grade lenses which are bounded by relatively incompetent wall rocks.

Stopes will be mined in a series of 8 foot-high lifts extending the full length of the stope. Each lift will be filled with hydraulically-conveyed sand before the next lift is taken.

Ore broken in the stopes will be trammed to steel millholes by 0.5 yd<sup>3</sup> scooptrams. Track haulage equipment will then transfer this ore on each production level to the ore pass which extends to the 1300 level. It will then be trammed on 1300 level to the rockbreaker where it will be reduced in size before passing to the loading pocket and then skipped up the Norlartic shaft.

Cribbed manways will be carried in each stope to provide access for ventilation, men and materials.

The mine will operate on a 5 day week, 2 shift per day basis.



REVISED MAY 24/88  
 NOTES: -Performance at 10'/day on a 7 day per week basis.

REFERENCES		REVISIONS	
DRAWING	DESCRIPTION	NO.	DATE

<b>Aur</b> RESOURCES INC.	
PROJECT	KIERENS
TITLE	PRE-PRODUCTION DEVELOPMENT SCHEDULE
DATE:	MAY 24/88
DRAWN BY:	K.R.
APPROVED BY:	
SCALE	30' = 1"

FIGURE 4

L.44V

# FIRST CANADIAN SHAFT

L.40W

10

L.36W

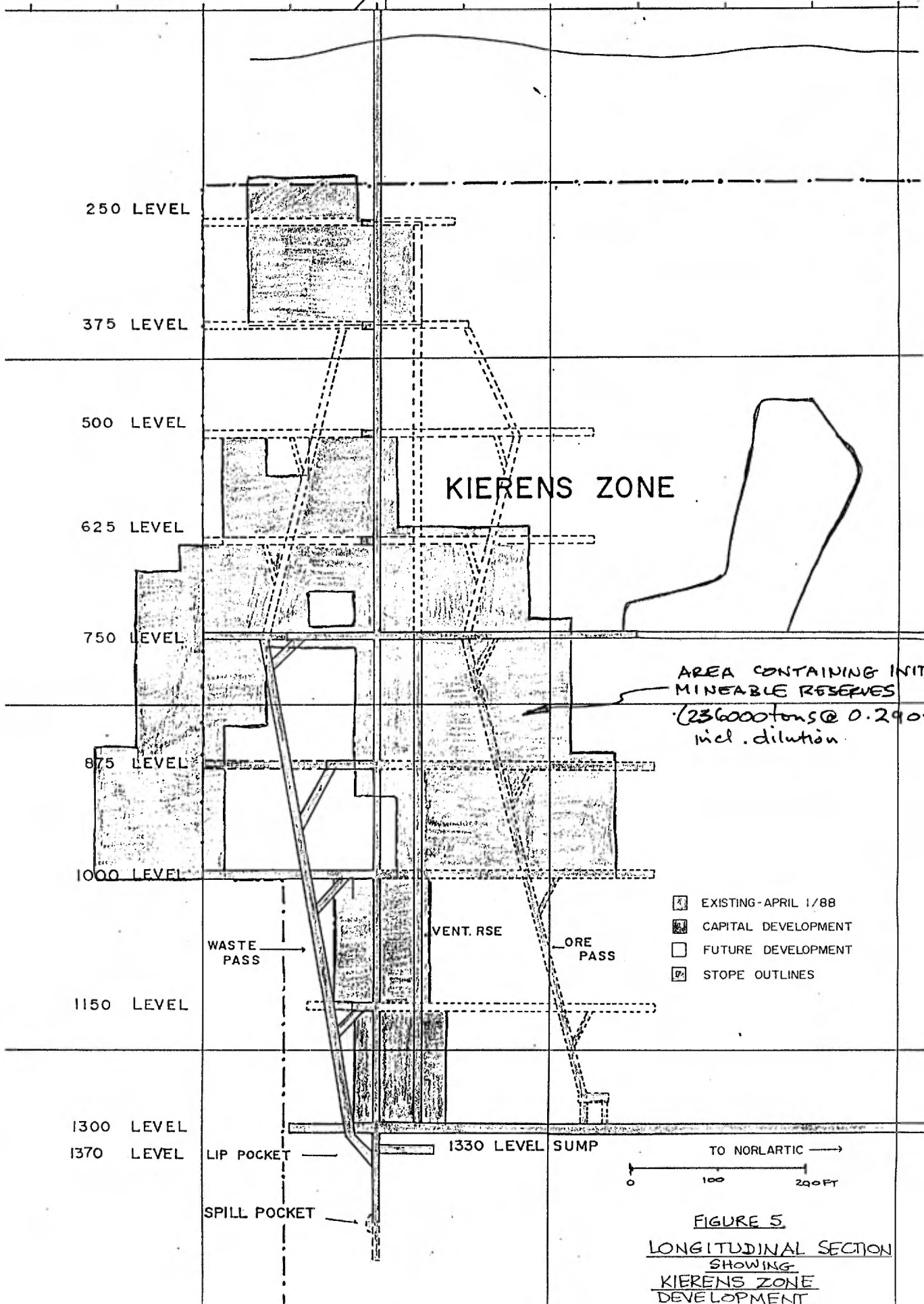


FIGURE 5  
LONGITUDINAL SECTION  
SHOWING  
KIERENS ZONE  
DEVELOPMENT

A trucking contractor will transport the ore from the surface bin to the custom mill.

The Pre-Production Schedule is shown as Figure 4.

#### 8.0 METALLURGY

Metallurgical testing of the First Canadian ore has been conducted by Lakefield Research (Appendix IV). Results of bench scale testing indicate that gold recoveries of approximately 95% can be readily achieved by standard cyanidation techniques which are being used by several local mills in the Val d'Or area. Discussions are currently in progress with Lac Minerals Ltd. concerning custom milling at the Terrains Auriferes mill near Malartic, and with Soc. Minière Louvem Inc., D'Or Val Mines Ltd. and Belmoral Mines Limited.

#### 9.0 ENVIRONMENTAL STUDY AND APPLICATION FOR PERMIT

A report entitled "Demande d'un Certificat d'Autorisation Pour le Projet Kierens, Dubuisson, Quebec" was prepared by Golder Associés and filed with the Ministère de l'Environnement du Quebec in Noranda on April 11, 1988 and revised version on June 10, 1988. (see correspondence, Appendix V).

This report assumed that Aur Resources would build its own mill to concentrate the gold from the Kierens Zone ore. As explained previously Aur Resources has deferred a decision to build a mill and tailings disposal area and hence a permit is only required to cover the mining aspects of the project at this stage.

#### 10.0 SUMMARY OF CAPITAL, OPERATING COSTS AND FINANCIAL ANALYSIS

##### 10.1 Capital Costs

It is estimated that a total of \$8,232,000 will be required to bring the First Canadian Kierens Zone into production. These pre-production expenditures will be incurred during the period April-September 1988.

	<u>First Canadian Site</u>	<u>Norlartic Site</u>	<u>Total Cost (\$)</u>
1. Surface Capital Installation	83,600	1,402,000	1,485,600
2. Underground Capital Installation	1,681,670	631,200	2,312,870
3. Pre-Production Development	<u>4,433,530</u>	<u>                    </u>	<u>4,433,530</u>
	<u>6,198,800</u>	<u>2,033,200</u>	<u>8,232,000</u>

##### 10.2 Operating Costs

Operating costs are estimated at \$94.21 per ton assuming a \$20/ton custom milling rate, including transportation, can be achieved. Approximately 58 to 60 people will be employed. The operating costs estimate is broken down as follows:

Item	Required Personnel	Monthly Pers. Cost	Monthly Material Supplies	Total Monthly Cost	Estimated Cost Per Ton
Mine Exploration	0	3,750	2,250	6,000	1.00
Mine Development	6	24,150	41,525	65,675	10.95
Mine Production	18	71,760	28,578	100,338	16.72
Mine Backfill	2	7,475	9,930	17,405	2.90
Mine General Expense	<u>16</u>	<u>61,449</u>	<u>13,204</u>	<u>74,653</u>	<u>12.44</u>
Subtotal- Mining	42	168,584	95,487	264,071	44.01
<b>Maintenance</b>					
U/G Mobile Eq't	5	18,958	11,460	30,418	5.07
Stationary Eq't	<u>2</u>	<u>7,292</u>	<u>6,600</u>	<u>13,892</u>	<u>2.32</u>
Sub-total - Maintenance	7	26,250	18,060	44,310	7.39
Plant Services	1	3,048	30,898	33,946	5.66
Milling	0	0	120,000	120,000	20.00
Administration	8	83,108	10,800	93,908	15.65
Head Office	<u>          </u>	<u>          </u>	<u>9,000</u>	<u>9,000</u>	<u>1.50</u>
TOTAL	58	280,990	284,245	565,235	94.21

At \$450 US per ounce of gold and \$ Canadian/\$ US exchange rate of 0.80 the estimated cost per ounce of production will be \$225 US in 1989, \$265 US in 1990 and \$270 US in 1991.

### 10.3 Financial Analysis (see following table)

Based on capital expenditures of \$8,232,000, operating costs of \$94/ton, exchange rate of 0.80 and a gold price of \$450 US per ounce the net present value discounted at 10% is \$4,869,012, providing an internal rate of return of 65.51%. The net present value discounted at 15% is \$4,129,583.



KIERENS ZONE GOLD DEPOSIT CASH FLOW PROJECTIONS

	(\$ x 1000)			
	<u>1988</u>	<u>1989</u>	<u>1990</u>	<u>1991</u>
Capital Costs	8,232	50	10	(990)
Production (tons)	18,020	73,080	73,320	72,000
Gold (oz.)	6,241	24,408	20,700	12,504
Gold Price (\$ Can.)	0.563	0.563	0.563	0.563
Revenue	3,511	13,728	11,640	7,032
Operating Costs	674	6,864	6,888	4,320
Operating Profit	2,837	6,864	4,752	2,712
Exploration Costs	0	144	144	144
Pretax Profit	2,837	6,720	4,608	2,568
Taxes & Mining Duties	0	790	1,342	593
Net Profit	2,837	5,930	3,266	1,975
Cash Flow	(5,395)	5,880	3,256	2,965
Cumulative Cash Flow	(5,395)	535	3,791	6,756
Net Present Value (10%)	= \$4,869,012			
I.R.R.	= 65.51%			
Net Present Value (15%)	= \$4,129,583			

STATEMENT OF QUALIFICATIONS

I, HOWARD R. STOCKFORD of the City of Toronto, Province of Ontario

DO SOLEMNLY DECLARE THAT

1. I am a 1962 B.Sc (Honors Mining Geology) Graduate, the Royal School of Mines, Imperial College, London University, UK and have practised my profession continuously for the last 26 years.
2. I am responsible for supervising the preparation of this report entitled "Report on the Production Plans of Aur Resources Inc. - First Canadian Kierens Project" dated April 8, 1988.
3. I am a member in good standing of the Association of Professional Engineers of the Province of Ontario.

Signed in the City of Toronto

this 11th day of July, 1988.



*Howard R. Stockford PEng*

Howard R. Stockford, PEng.

APPENDIX I

ORE RESERVES CALCULATION METHODS

ORE RESERVES CALCULATION METHODS

**GENERAL METHODS AND RULES**

1. Reserves were calculated by the conventional cross-sectional method using:
  - a) assays from split diamond drill core;
  - b) muck and chip-channel sample assays from development drifts and raises on the 750 level.
2. Between sections 45+00W and 35+00W, reserve blocks were constructed on cross-sections located at 50 foot intervals above the 1300 level and at 100 foot intervals below 1300. East of section 35+00W sections are located at 200 or 300 foot intervals.
3. Continuity of reserve blocks was assumed to extend half way between adjacent sections up to a maximum of 100 feet.
4. Block areas were measured with the aid of a planimeter on sections drafted at a scale of 1"=20 feet.
5. Drill hole-based blocks were assigned the weighted average grade of individual assays comprising an intersection meeting cut-off grade and minimum mining width criteria (see below).
6. Development-based blocks were centered on the 750L drift and were assigned the arithmetic mean grade of muck and chip-channel face samples from every drift round 25 feet either side of the given section. The entire width of the drift was included for the purpose of constructing these blocks.
7. A tonnage factor of 11.72 cubic feet per ton was used to convert volume to tonnage. This figure was arrived at through a rigorous assessment of specific gravities of the various lithologies contained in the reserve blocks.
8. In some instances blocks of internal dilution, with grades marginally below the cut-off, were included to allow for continuity in a mining situation.
9. All diamond drill core and chip sample assays were cut to 2.0 oz Au/ton.
10. Allowance was made for a 100 foot crown pillar, a 50 foot shaft pillar and a 50 foot pillar above old stopes. Known reserves within these regions were not included in the calculations.

**RESERVE CATEGORIES**

The following reserve categories were used for all calculations:

1. Proven reserves  
Reserves located within 25 feet of an underground opening

2. Probable reserves

- a) Probable category 1: reserves located within 25 feet of a diamond drill hole;
- b) Probable category 2: internal reserves located greater than 25 and up to 100 feet from a diamond drill hole or underground opening.

3. Possible Reserves

External reserves extending 100 feet beyond known information and internal reserves located more than 100 feet from a diamond drill hole and having reasonable geological confidence.

**MINERAL INVENTORY**

The in situ mineral inventory estimate was calculated using a block cut-off grade of .10 oz Au/ton and a minimum horizontal mining width of 4.0 feet. All data points meeting these criteria are included in this calculation.

**ORE RESERVES**

The in situ ore reserve estimate was calculated by

- 1) using a block cut-off grade of .15 oz Au/ton and a minimum horizontal mining width of 4.0 feet;
- 2) considering only the core mineral inventory having the highest confidence level. This essentially corresponds to the area covered by 50 foot centre diamond drilling and within which development was carried out in 1987; and
- 3) considering only the mineral inventory above the 1300 level.

**APPENDIX II**

**CAPITAL COST DETAILS**

PROJECT: FIRST CANADIAN / NORLARTIC		MADE BY: J.H.		
AREA:	SUMMARY	SUBJECT: CAPITAL COST ESTIMATE		ACC.NO.: 1902 - 2001-13
ACCT NO.	ITEM	FIRST CANADIAN	NORLARTIC	TOTAL COST(\$)
13 - 1	SURFACE CAPITAL INSTALLATIONS	83,600	1,402,000	1,485,600
13 - 2	UNDERGROUND CAPITAL INSTALLATIONS	1,882,100	631,200	2,513,300
13 - 3	PRE-PRODUCTION DEVELOPMENT	4,233,100		4,233,100
	TOTAL:	6,198,800	2,033,200	8,232,000 =====

APPENDIX III

OPERATING COST DETAILS



PROJECT: FIRST CANADIAN		ALTERNATIVE: CAPTIVE CUT AND FILL		MADE BY:		
AREA:	SUMMARY	SUBJECT:	OPERATING COST ESTIMATE		ACCOUNT NO:	1902
MONTHLY PRODUCTION RATE:		6000		CASE A CUSTOM MILLING		
ACCT. NO.	ITEM	REQUIRED PERSONNEL	MONTHLY PERS. COST	MONTHLY MATERIAL SUPPLIES	TOTAL MONTHLY COST	ESTIMATED COST PER TON
	MINE EXPLORATION	0	3750	2250	6000	1.00
50000	MINE DEVELOPMENT	6	24150	41525	65675	10.95
60000	MINE PRODUCTION	18	71760	28578	100338	16.72
65000	MINE BACKFILL	2	7475	9930	17405	2.90
68000	MINE GENERAL EXPENSE	16	61449	13204	74653	12.44
SUBTOTAL - MINING		42	168584	95487	264071	44.01
66000	MAINT. - U/G MOBILE EQ'T	5	18958	11460	30418	5.07
66000	MAINT. - STATIONARY EQ'T	2	7292	6600	13892	2.32
SUBTOTAL - MAINTENANCE		7	26250	18060	44310	7.39
80000	PLANT SERVICES	1	3048	30898	33946	5.66
70000	MILLING	0	0	120000	120000	20.00
90000	ADMINISTRATION	8	83108	10800	93908	15.65
	HEAD OFFICE			9000	9000	1.50
TOTAL		58	280990	284245	565235	94.21

PERSONNEL LISTING

JOB TITLE	RANGE NAME	ANNUAL SALARY	MONTHLY BASE SALARY	HOURLY WAGE	BONUS RATING	BDMUS UTILITY FACTOR	TOTAL BONUS PAYOUT	OVERTIME ALLOWANCE	TOTAL MONTHLY SALARY	BUDGET NO.	BENEFITS BURDENS %	TOTAL COST TO AUR
MANAGER	MANAGER	60000	5000	27.78	7	1.0	350	250	5600	1	1288	6888
ADMINISTRATION SUPERINTENDENT	ADMINSUP	50000	4167	23.15	7	1.0	292	208	4667	1	1073	5740
CHIEF ACCOUNTANT	ACCTHEAD	40000	3333	18.52	7	1.0	233	167	3733	0	0	0
ACCOUNTANT 1	ACCT61	40000	3333	18.52	7	1.0	233	167	3733	1	859	4592
ACCOUNTANT 2	ACCT62	30000	2500	13.89	7	1.0	175	125	2800	0	0	0
CHIEF PERSONNEL OFFICER	PERSHEAD	45000	3750	20.83	7	1.0	263	188	4200	1	966	5166
PERSONNEL 1	PERSOFF1	40000	3333	18.52	7	1.0	233	167	3733	0	0	0
PERSONNEL 2	PERSOFF2	35000	2917	16.20	7	1.0	204	146	3267	0	0	0
INDUSTRIAL RELATIONS OFFICER	IROFF	30000	2500	13.89	7	1.0	175	125	2800	0	0	0
SAFETY OFFICER	SAFETY	35000	2917	16.20	7	1.0	204	146	3267	1	751	4018
TRAINING OFFICER	TRAINOFF	35000	2917	16.20	7	1.0	204	146	3267	0	0	0
INSTRUCTOR	INSTRUCT	30000	2500	13.89	7	1.0	175	125	2800	0	0	0
FIRST AID ATTENDANT	FIRSTAID	25000	2083	11.57	7	1.0	146	104	2333	0	0	0
COMPUTER PROGRAMMER	COMPUTER	25000	2083	11.57	7	1.0	146	104	2333	0	0	0
SECRETARY 1	SEC1	27000	2250	12.50	7	1.0	158	113	2520	0	0	0
SECRETARY 2	SEC2	24000	2000	11.11	7	1.0	140	100	2240	0	0	0
CLERK 1	CLERK1	30000	2500	13.89	7	1.0	175	125	2800	1	644	3444
CLERK 2	CLERK2	25000	2083	11.57	7	1.0	146	104	2333	0	0	0
PURCHASER	PURCH	40000	3333	18.52	7	1.0	233	167	3733	1	859	4592
WAREHOUSEMAN	WHSE	35000	2917	16.20	7	1.0	204	146	3267	1	751	4018
WAREHOUSE FLOORMAN	WHSEFLR	20000	1667	9.26	7	1.0	117	83	1867	0	0	0
MINE SUPERINTENDENT	MINESUPT	55000	4583	25.46	13	1.0	596	229	5408	1	1244	6652
MINE CAPTAIN	MINECAPT	50000	4167	23.15	13	1.0	542	208	4917	0	0	0
MINE COORDINATOR	MINECOORD	45000	3750	20.83	13	1.0	488	188	4425	1	1018	5443
MINE LEADER	MINELEAD	40000	3333	18.52	33	1.0	1100	167	4600	2	2116	11316
MINER 1	MINER1	36000	3000	16.67	33	1.0	990	150	4140	9	8570	45830
MINER 2	MINER2	34000	2833	15.74	33	1.0	935	142	3910	13	11691	62521
MINER 3	MINER3	31000	2583	14.35	33	1.0	853	129	3565	9	7380	39465
MINER 4	MINER4	28500	2375	13.19	33	1.0	784	119	3278	0	0	0
MAINTENANCE SUPERINTENDENT	MCESUPT	55000	4583	25.46	13	1.0	596	229	5408	0	0	0
MAINTENANCE COORDINATOR	MCECOORD	45000	3750	20.83	13	1.0	488	188	4425	1	1018	5443
MAINTENANCE LEADER	MCELEAD	40000	3333	18.52	20	1.0	667	167	4167	1	958	5125
MAINTENANCE 1	MCE1	36000	3000	16.67	20	1.0	600	150	3750	4	3450	18450
MAINTENANCE 2	MCE2	34000	2833	15.74	20	1.0	567	142	3542	2	1629	8713
MAINTENANCE 3	MCE3	31000	2583	14.35	20	1.0	517	129	3229	0	0	0
MAINTENANCE 4	MCE4	28500	2375	13.19	20	1.0	475	119	2969	0	0	0
SURFACE FOREMAN	SURFFOR	40000	3333	18.52	13	1.0	433	167	3933	0	0	0
SURFACE EQUIPMENT OPERATOR 1	EQTOP1	31000	2583	14.35	13	1.0	336	129	3048	1	701	3749
SURFACE EQUIPMENT OPERATOR 2	EQTOP2	28000	2333	12.96	13	1.0	303	117	2753	0	0	0
SURFACE LABOURER 1	SURFLAB1	28000	2333	12.96	13	1.0	303	117	2753	0	0	0
SURFACE LABOURER 2	SURFLAB2	26000	2167	12.04	13	1.0	282	108	2557	0	0	0
CHIEF MINE ENGINEER	CHIEFMENG	43800	3650	20.28	13	1.0	475	183	4307	1	991	5298
SENIOR MINE ENGINEER	SRMNENG	39000	3250	18.06	13	1.0	423	163	3835	0	0	0
JUNIOR MINE ENGINEER	JRMNENG	35000	2917	16.20	13	1.0	379	146	3442	0	0	0

SENIOR PROJECT ENGINEER	SRPRENG	39000	3250	18.06	13	1.0	423	163	3835	0	0	0
JUNIOR PROJECT ENGINEER	JRPRENG	35000	2917	16.20	13	1.0	379	146	3442	0	0	0
MINE TECHNICIAN	MINTECH	35000	2917	16.20	13	1.0	379	146	3442	1	792	4233
MINE SURVEYOR	MINESURV	33000	2750	15.28	13	1.0	358	138	3245	1	746	3991
SURVEY HELPER	SURVHELP	31000	2583	14.35	13	1.0	336	129	3048	0	0	0
CHIEF MINE GEOLOGIST	CHFGEOL	43800	3650	20.28	13	1.0	475	183	4307	1	991	5298
SENIOR MINE GEOLOGIST	SRMNGEOL	39000	3250	18.06	13	1.0	423	163	3835	0	0	0
JUNIOR MINE GEOLOGIST	JRMNGEOL	35000	2917	16.20	13	1.0	379	146	3442	1	792	4233
GEOLOGICAL TECHNICIAN	GEDLTECH	31000	2583	14.35	13	1.0	336	129	3048	0	0	0
GEOLOGICAL SAMPLERS	GEDLSMPL	25000	2083	11.57	13	1.0	271	104	2458	1	565	3024
MILL ALLOWANCE		35000	2917	16.20	13	1.0	379	146	3442	0	0	0
							TOTAL			58	51842	277241
										MONTH	YEAR	
							PAYROLL			225399	2704788	

MINE DEVELOPMENT

PRODUCTION: 72000

ACCOUNT	ITEM	REQUIRED PERSONNEL	VARIABLE			FIXED		TOTALS			OVERALL COST PER TON
			LABOUR	MATERIAL	COST PER TON	LABOUR	MATERIAL	LABOUR	MATERIAL	LABOUR + MATERIAL	
1	LATERAL 8 X 8 TRACKLESS	4	16100	18722				16100	18722	34822	
2	RAISING 8 X 6 SERVICE RAISE	2	8050	8503				8050	8503	16553	
3	DEFINITION DIAMOND DRILLING			14300				0	14300	14300	
TOTAL		6	24150	41525		0	0	24150	41525	65675	10.95

MINE PRODUCTION

PRODUCTION: 72000

ACCOUNT	ITEM	REQUIRED PERSONNEL	VARIABLE		COST PER TON	FIXED		TOTALS		OVERALL COST PER TON	
			LABOUR	MATERIAL		LABOUR	MATERIAL	LABOUR	MATERIAL		LABOUR + MATERIAL
3	CUT & FILL STOPING	16	63940	27828				63940	27828	91768	
5	TRAMMING: 1300 LEVEL	2	7820	750				7820	750	8570	
TOTAL		18	71760	28578	0.00	0	0	71760	28578	100338	16.72

MINE BACKFILL

PRODUCTION: 72000

ACCOUNT	ITEM	REQUIRED PERSONNEL	VARIABLE		COST PER TON	FIXED		TOTALS		OVERALL COST PER TON	
			LABOUR	MATERIAL		LABOUR	MATERIAL	LABOUR	MATERIAL		LABOUR + MATERIAL
1	MINE BACKFILL	2	7475	9930			7475	9930	17405		
	TOTAL	2	7475	9930		0	0	7475	9930	17405	2.90

MINE GENERAL

PRODUCTION: 72000

ACCOUNT	ITEM	REQUIRED PERSONNEL	VARIABLE		COST PER TON	FIXED		TOTALS		OVERALL COST PER TON	
			LABOUR	MATERIAL		LABOUR	MATERIAL	LABOUR	MATERIAL		LABOUR + MATERIAL
27 - 1	MINE & MCE SUP., ENG. & GEDL.	9				35459	500	35459	500	35959	
27 - 2	SAFETY, TRAINING, MINE RESCUE	0				0	550	0	550	550	
27 - 3	UNDERGROUND FUEL AND POWER			1814			0	0	1814	1814	
27 - 4	U/G HEATING AND VENTILATION						4000	0	4000	4000	
27 - 5	DRY, TOOLCRIB, MIPPING	1				3565	600	3565	600	4165	
27 - 6	U/G CONSTRUCTION	0				0	2000	0	2000	2000	
27 - 7	ORE HANDLING	6		900		22425		22425	900	23325	
27 - 8	BIT SHARPENING	0	0	840				0	840	840	
27 - 9	SURFACE MUCK HANDLING (D/W)	0	0	2000				0	2000	2000	
TOTAL		16	0	5554	0	61449	7650	61449	13204	74653	12.44

UNDERGROUND EQUIPMENT MAINTENANCE

PRODUCTION: 72000

ACCOUNT	ITEM	REQUIRED PERSONNEL	VARIABLE		COST PER TON	FIXED		TOTALS		OVERALL COST PER TON	
			LABOUR	MATERIAL		LABOUR	MATERIAL	LABOUR	MATERIAL		LABOUR + MATERIAL
28 - 1	JACKLEGS AND STOPERS	1	3542	2520		0		3542	2520	6062	
28 - 2	JUMBOS AND LONGHOLE DRILLS							0	0	0	
28 - 3	TRUCKS	0	0	0		0		0	0	0	
28 - 4	TRACK HAULAGE EQUIPMENT	1	3750	2400		0		3750	2400	6150	
28 - 5	1 - 3.5 YD SCOOPS	0	0	0		0		0	0	0	
28 - 6	< 1.0 YD SCOOPS	3	11667	5600		0		11667	5600	17267	
28 - 7	MISC. SERVICE EQUIPMENT	0	0	0		0		0	0	0	
28 - 8	MAINTENANCE OVERHEAD (LUBES, ETC.)	0	0	940		0		0	940	940	
TOTAL		5	18958	11460	0.00	0	0	18958	11460	30418	5.07

% OF TOTAL





PLANT SERVICES

PRODUCTION: 72000

ACCOUNT	ITEM	REQUIRED PERSONNEL	VARIABLE		COST PER TON	FIXED		TOTALS		OVERALL COST PER TON	
			LABOUR	MATERIAL		LABOUR	MATERIAL	LABOUR	MATERIAL		LABOUR + MATERIAL
30 - 1	BUILDING, FIRE, SEWAGE, GARBAGE	0				0	1250	0	1250	1250	
30 - 2	FUEL, HYDRO						22748	0	22748	22748	
30 - 3	SURFACE SHOPS	0				0	1470	0	1470	1470	
30 - 4	SUPERVISION AND ENGINEERING	0				0	0	0	0	0	
30 - 5	ROADS AND YARDS						500	0	500	500	
30 - 6	WATER SUPPLY						400	0	400	400	
30 - 7	BOILERS, HEATING, GENERATORS, SUB STM						150	0	150	150	
30 - 8	LOADERS	1				3048	2700	3048	2700	5748	
30 - 9	SUPPORT EQUIPMENT						420	0	420	420	
31 - 1	SMALL VEHICLES						1260	0	1260	1260	
TOTAL		1	0	0	0	3048	30898	3048	30898	33946	5.66

ADMINISTRATION

PRODUCTION: 72000

ACCOUNT	ITEM	REQUIRED PERSONNEL	VARIABLE		COST PER TON	FIXED		TOTALS		OVERALL COST PER TON
			LABOUR	MATERIAL		LABOUR	MATERIAL	LABOUR	MATERIAL	
40 - 1	SALARIES AND GENERAL	4				16800	1500	16800	1500	18300
40 - 2	LICENSES, TAXES, PERMITS, INSURANCE						6000	0	6000	6000
40 - 3	PURCHASING AND WAREHOUSE	2				7000	2000	7000	2000	9000
40 - 4	SECURITY AND TRANSPORTATION	0				0	1000	0	1000	1000
40 - 5	PERSONNEL, TRAINING AND SAFETY	2				7467	300	7467	300	7767
40 - 6	BENEFITS AND BURDENS					51842		51842	0	51842
TOTAL		8	0	0	0	83108	10800	83108	10800	93908

9.39

APPENDIX IV

METALLURGICAL PROGRESS REPORTS NOS. 1 & 2  
LAKEFIELD RESEARCH

An Investigation of  
THE RECOVERY OF GOLD  
from First Canadian - Kierens Zone samples  
submitted by  
AUR RESOURCES LIMITED  
Progress Report No. 1

Project No. LR 3314

NOTE:

This report refers to the samples as received.

The practice of this Company in issuing reports of this nature is to require the recipient not to publish the report or any part thereof without the written consent of Lakefield Research.

LAKEFIELD RESEARCH  
(A Division of Falconbridge Limited)  
Lakefield, Ontario  
May 27, 1987

TABLE OF CONTENTS

	<u>PAGE NO.</u>
ABSTRACT .....	1
INTRODUCTION .....	2
SUMMARY .....	3 - 6
1. Head Analysis .....	3
2. Grinding .....	3
3. Cyanidation .....	3
4. Amalgamation .....	4
5. Gravity, Flotation and Cyanidation .....	4 - 6
DISCUSSION AND RECOMMENDATIONS .....	7
SAMPLE PREPARATION .....	8
INVENTORY .....	8
DETAILS OF TESTS .....	9 - 26

## ABSTRACT

The sample was a free milling gold ore assaying about 16 g/t Au. The ore was relatively soft and had a work index of 10.

Gold recovery was greater than 97 % at a grinding size of 64 % -200 mesh. Cyanide consumption was less than 100 g/t NaCN.

Gravity concentration should recover up to 80 % of the gold with the remainder being recovered by cyanidation.

## INTRODUCTION

In a telephone conversation on March 16, 1987, Mr. Howard Stockford of Aur Resources authorized a test program on a sample from the First Canadian - Kierens Zone gold deposit.

The test program had been discussed with Mr. John Loretto of Vancouver, B.C. to include a Bond Work Index, direct cyanidation and a gravity, flotation, cyanidation flowsheet.

LAKEFIELD RESEARCH



Robert S. Salter

General Manager



R.G. Williamson, P. Eng.,

Senior Project Engineer

Experimental Work By: S.J. Parker



## SUMMARY

### 1. Head Analysis

The sample contained free gold. The calculated head assays from ten tests ranged from 9 to 28 g/t Au and averaged 16 g/t Au.

### 2. Grinding

The Bond Work index for a grinding size of 74 % -200 mesh was 10.3.

### 3. Cyanidation

Cyanidation tests were conducted at 64, 74 and 84 % -200 mesh for 24 and 48 hours. The damp cyanide residue was amalgamated to recover any coarse gold which had insufficient time to dissolve in the cyanide.

Gold dissolution was >97 % in 24 hours with <100 g/t NaCN consumption as shown in Table No. 1.

TABLE NO. 1 - Cyanidation Data

Test No.	Grind % -200 mesh	Cyanidation			Au Rec'y %	Residue Assay Au, g/t	Head Calc Au g/t
		Time h	NaCN kg/t	CaO kg/t			
3	84	24	<0.1	0.5	97	0.28	9.4
4	84	48	0.1	0.6	95	0.58	11.0
5	74	24	<0.1	0.3	97	0.73	25.8
6	74	48	0.1	0.6	98	0.21	9.0
7	64	24	<0.1	0.3	97	0.49	17.3
8	64	48	0.1	0.3	99	0.23	17.5

Summary - Continued

4. Amalgamation

An amalgamation test was conducted on the ground ore at 74 % -200 mesh to estimate gold recovery by gravity concentration. The results suggested that gravity concentration could recover >80 % of the gold in the ore.

TABLE NO. 2 - Amalgamation Data

Test No.	Grind % -200 mesh	Product	Weight %	Assays mg, g/t Au	% Recovery Au
10	74	Amalgam	-	10.95	84
		Residue	100.0	2.20	16
		Head (Calc)	100.0	13.5	100

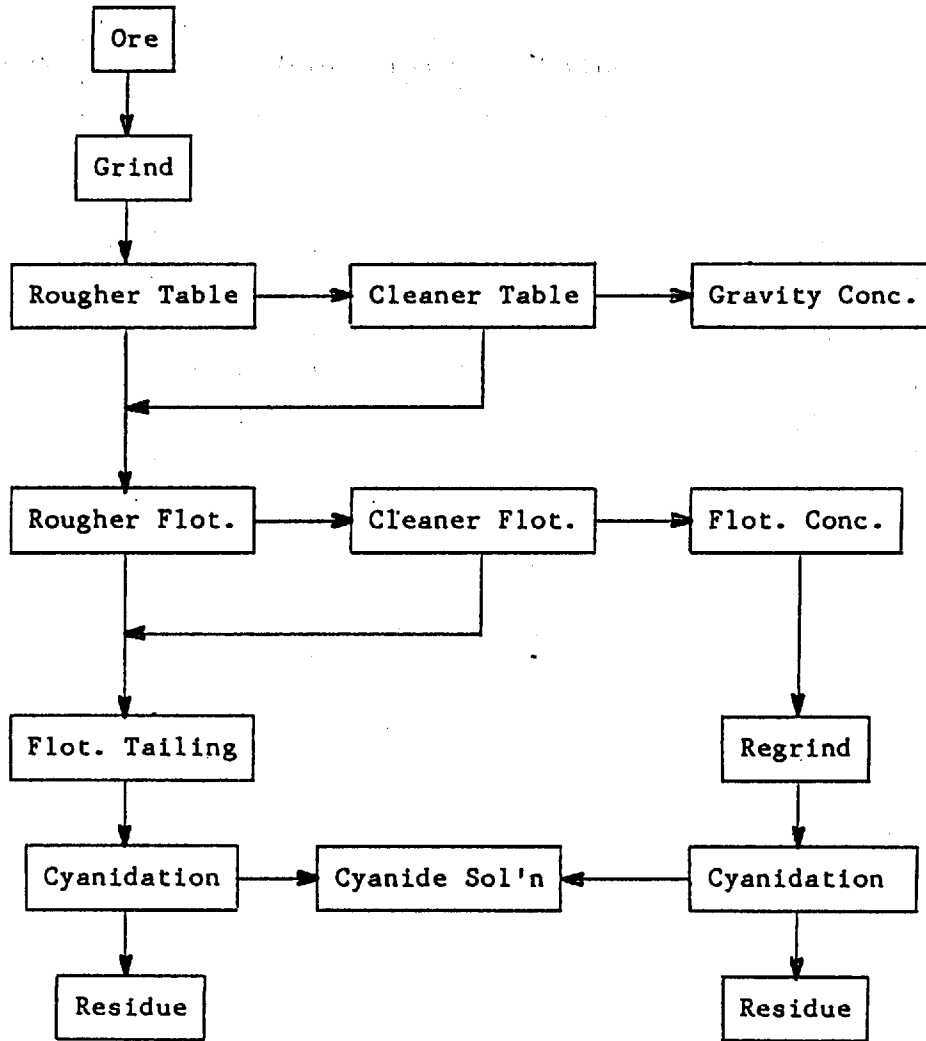
5. Gravity, Flotation and Cyanidation

A 10 kg sample of the ore was ground to 74 % -200 mesh and processed through a combined gravity, flotation and cyanidation flowsheet as illustrated in Figure No. 1.

The overall results which are contained in Table No. 3 showed that flotation was not advantageous. The flotation tailing assayed 1 g/t Au which represented about 6 % Au loss.

Overall gold recovery was 98 % leaving a combined cyanide residue of 0.21 g/t Au.

FIGURE NO. 1 - Flowsheet (Test 9)



Summary - Continued

5. Gravity, Flotation and Cyanidation - Cont'd

TABLE NO. 3 - Gravity/Flotation/Cyanidation Results

Product	Weight %	Assays g/t Au	% Dist'n Au
Gravity Conc	0.2	6916	78.0
Flot Conc CN Sol'n	-	-	15.0
Flot Conc CN Residue	1.7	5.60	0.6
Flot Tail CN Sol'n	-	-	5.7
Flot Tail CN Residue	98.1	0.12	0.7
Head (Direct)	100.0	16.2	100.0

Calculated Grades and Recoveries

Flotation Conc	1.7	146	15.6
Flotation Tail	98.1	1.06	6.4
Combined CN Sol'n	-	-	20.7
Combined CN Residue	-	0.21	1.3

DISCUSSION AND RECOMMENDATIONS

The recommended flowsheet would include gravity separation (jig and table) to remove free gold within the grinding circuit.

The ground pulp at about 64 % -200 mesh would be cyanided to recover the remaining gold leaving a residue assay of about 0.2 g/t Au.

SAMPLE PREPARATION

Twelve samples with a shipping weight of 226 kg were received at Lakefield Research on March 6, 1987.

The samples were identified as follows:

7X9	7W4	7E1
7X10	7W5	7E2
7X11	7W6	7E3
7X12		7E4
		7E8

The samples were riffled to reject 3/4 to storage. The remaining 1/4 of each sample was composited, crushed to -10 mesh and riffled to reject 1/2 to storage. The remaining 1/2 was riffled into 1 kg test charges and a head sample for analysis.

INVENTORY

The following samples remain on hand at Lakefield:

Composite : 37 kg -10 mesh  
Individual Samples : 3/4 each sample

DETAILS OF TESTS

BOND WORK MILL CLOSED CIRCUIT GRINDABILITY TEST

Mesh of Grind: 150 mesh

Feed: 18.4 % passing 150 mesh

Cycle	New Feed g	Number of Revolutions	grams of minus 150 mesh			
			In Mill Product	In Mill Feed	Net Product	Net Per Revolution
1	1223.7	150	460.0	225.2	234.8	1.57
2	460.0	169	389.5	84.6	304.9	1.80
3	389.5	154	383.2	71.7	311.5	2.02
4	383.2	138	356.0	70.5	285.5	2.07
5	356.0	137	343.7	65.5	278.2	2.03
6	343.7	141	352.2	63.2	289.0	2.05

Unit Volume (700 mL) = 1223.7 g in mill : Equivalent to 1224 kg/m<sup>3</sup> at minus 10 mesh

Ideal potential product = 349.6 g

Average of last 3 periods : 350.6 g : 249 % circulating load  
: 2.05 Net g minus 150 mesh per revolution

BONDS FORMULA

$$W_i = 44.5 / \left[ S^{0.23} \times N^{0.82} \left( \frac{10}{P} - \frac{10}{F} \right) \right]$$

Where:

- W<sub>i</sub> = Work Index = 10.3
- S = Screen size test in microns = 104
- N = Net grams of undersize produced per revolution of test mill = 2.05
- P = Size in microns which 80 percent of test product passes = 82
- F = Size in microns which 80 percent of test feed passes = 1250

SCREEN ANALYSES:

Plus 150 mesh from Cycle 6 of B.W.I. on Head

Mesh Size (Tyler)	% Retained		% Passing Cumulative
	Individual	Cumulative	
+ 10	0.2	0.2	99.8
14	2.0	2.2	97.8
20	1.9	4.1	95.9
28	2.5	6.6	93.4
35	5.2	11.8	88.2
48	9.5	21.3	78.7
65	19.5	40.8	59.2
100	29.8	70.6	29.4
150	29.0	99.6	0.4
- 150	0.4	100.0	-
Total	100.0	-	-

Minus 150 mesh from cycles 4 to 6

+ 150	3.1	3.1	96.9
200	23.2	26.3	73.7
270	14.5	40.8	59.2
400	11.2	52.0	48.0
- 400	48.0	100.0	-
Total	100.0	-	-

Minus 10 mesh Head

+ 10	1.9	1.9	98.1
14	22.0	23.9	76.1
20	15.8	39.7	60.3
28	13.0	52.7	47.3
35	9.9	62.6	37.4
48	6.4	69.0	31.0
65	5.4	74.4	25.6
100	3.9	78.3	21.7
150	3.3	81.6	18.4
200	2.7	84.3	15.7
- 200	15.7	100.0	-
Total	100.0	-	-



Test No. 1

**Purpose:** To investigate gold extraction at 73.8 % minus 200 mesh in 24 hours.

**Procedure:** Grind, filter mill discharge, sample opposite quarters and pulp at 40 % solids in a 2 L beaker. Adjust pH to 11 and preaerate for 4 hours. Transfer to 2.5 L bottle diluting to 33 % solids. Adjust pH and add NaCN. Maintain pH and NaCN levels for 24 hours. Filter and wash three times.

**Feed:** 500 g ground ore

**Preaeration Sol'n Vol:** 750 mL                      Pulp Density 40 % solids

**Cyanidation Sol'n Vol:** 1000 mL                      Pulp Density 33 % solids

**Solution Composition:** 0.50 gpL NaCN

**pH Range:** 10-11 with Ca(OH)<sub>2</sub>

**Grind:** 1 kg for 10 minutes at 50 % solids in the lab ball mill.

**Reagent Balance:**

Time Hours	Diss O <sub>2</sub> ppm	Added, grams				Residual		Consumed		pH
		Actual		Equivalent		Grams		Grams		
		NaCN	Ca(OH) <sub>2</sub>	NaCN	CaO	NaCN	CaO	NaCN	CaO	
<b>Preaeration</b>										
0-2	5.2	0	0.21	0	0.16	-	-	-	-	11.0- 9.9
2-4	7.6	0	0.14	0	0.11	-	-	-	-	10.8-10.5
<b>Cyanidation</b>										
0-3	8.7	0.53	0	0.50	0	0.50	0.01	0	0.26	10.5-10.4
3-20	-	0	0	0	0	0.50	0.01	0	0	10.4-10.4
20-24	-	0	0	0	0	0.50	0.01	0	0	10.4-10.4
<b>Total</b>	-	0.53	0.35	0.50	0.27	0	0.01	0	0.26	-

Reagent Consumption (kg/t of cyanide feed)      NaCN : 0                      CaO : 0.53

Metallurgical Results

Product	Amount	Assays g/t, mg/L Au	% Distribution Au
24 h Cyanide Sol'n	1500 mL	2.63	67.8
24 h Residue	489.7 g	3.82*	32.2
Head (Calc.)	489.7 g	11.9	100.0

\*not amalgamated

Test No. 1 - Continued

Cyanide Residue

Mesh Size (Tyler)	% Retained		% Passing Cumulative
	Individual	Cumulative	
+ 65	1.5	1.5	98.5
100	3.8	5.3	94.7
150	9.1	14.4	85.6
200	11.8	26.2	73.8
270	12.5	38.7	61.3
400	9.6	48.3	51.7
- 400	51.7	100.0	-
Total	100.0	-	-

Test No. 2

Purpose: To repeat Test 1 with 48 h retention time.

Procedure: As for Test 1 with 48 h retention time in the cyanidation phase.

Feed: 500 g ground ore

Preaeration Sol'n Vol: 750 mL Pulp Density 40 % solids

Cyanidation Sol'n Vol: 1000 mL Pulp Density 33 % solids

Cyanidation Sol'n Comp: 0.50 g/L NaCN

pH Range: 10-11 with Ca(OH)<sub>2</sub>

Grind: 1 kg for 10 minutes at 50 % solids in the lab ball mill.

Reagent Balance:

Time Hours	Diss O <sub>2</sub> ppm	Added, grams				Residual		Consumed		pH
		Actual NaCN	Ca(OH) <sub>2</sub>	Equivalent NaCN	CaO	Grams NaCN	CaO	Grams NaCN	CaO	
<b>Preaeration</b>										
0-2	5.4	0	0.21	0	0.16	-	-	-	-	10.9-10.1
2-4	7.8	0	0.15	0	0.11	-	-	-	-	10.9-10.7
<b>Cyanidation</b>										
0-3	10.8	0.53	0	0.50	0	0.50	0.03	0	0.24	10.7-10.4
3-20	-	0	0	0	0	0.50	0.02	0	0.01	10.4-10.6
20-32	-	0	0	0	0	0.50	0.02	0	0	10.6-10.6
32-44	-	0	0	0	0	0.50	0.01	0	0.01	10.6-10.4
44-48	-	0	0	0	0	0.50	0.01	0	0	10.4-10.4
<b>Total</b>	-	0.53	0.36	0.50	0.27	0.50	0.01	0	0.26	-

Reagent Consumption (kg/t of cyanide feed) NaCN : 0 CaO : 0.54

Metallurgical Results

Product	Amount	Assays g/t, mg/L Au	% Distribution Au
48 h Cyanide Sol'n	1700 mL	5.74	73.5
48 h Residue	480.7 g	7.33*	26.5
Head (Calc.)	480.7 g	27.6	100.0

\*not amalgamated

Test No. 3

Purpose: To investigate gold extraction at 84.2 % minus 200 mesh in 24 hours.

Procedure: As for Test 1.

Feed: 500 g ground ore

Preaeration Sol'n Vol: 750 mL Pulp Density 40 % solids

Cyanidation Sol'n Vol: 1000 mL Pulp Density 33 % solids

Cyanidation Sol'n Comp: 0.50 gpL NaCN

pH Range: 10-11 with Ca(OH)<sub>2</sub>

Grind: 1 kg for 15 minutes at 50 % solids in the lab ball mill.

Reagent Balance:

Time Hours	Diss O <sub>2</sub> ppm	Added, grams				Residual		Consumed		pH
		Actual		Equivalent		Grams		Grams		
		NaCN	Ca(OH) <sub>2</sub>	NaCN	CaO	NaCN	CaO	NaCN	CaO	
<b>Preaeration</b>										
0-2	5.3	0	0.21	0	0.16	-	-	-	-	10.7-10.1
2-4	9.4	0	0.16	0	0.12	-	-	-	-	11.0-10.8
<b>Cyanidation</b>										
0-3	10.2	0.53	0	0.50	0	0.50	0.01	0	0.27	10.8-10.7
3-20	-	0	0	0	0	0.50	0.01	0	0	10.7-10.6
20-24	-	0	0	0	0	0.50	0.01	0	0	10.6-10.6
Total	-	0.53	0.37	0.50	0.28	0.50	0.01	0	0.27	-

Reagent Consumption (kg/t of cyanide feed) NaCN : 0 CaO : 0.54

Metallurgical Results

Product	Amount	Assays g/t, mg/L Au	% Distribution Au
24 h Cyanide Sol'n	1600 mL	2.80	97.0
24 h Residue	491.7 g	0.28*	3.0
Head (Calc.)	491.7 g	9.39	100.0

\*not amalgamated

Test No. 3 - Continued

Cyanide Residue

Mesh Size (Tyler)	% Retained		% Passing Cumulative
	Individual	Cumulative	
+ 65	0.3	0.3	99.7
100	1.8	2.1	97.9
150	5.0	7.1	92.9
200	8.7	15.8	84.2
270	11.4	27.2	72.8
400	11.9	39.1	60.9
- 400	60.9	100.0	-
Total	100.0	-	-

Test No. 4

Purpose: To repeat Test 3 with 48 h retention time.

Procedure: As for Test 1 with 48 h retention in the cyanidation phase.

Feed: 500 g ground ore

Preaeration Sol'n Vol: 750 mL Pulp Density 40 % solids

Cyanidation Sol'n Vol: 1000 mL Pulp Density 33 % solids

Solution Composition: 0.50 g/L NaCN

pH Range: 10-11 with Ca(OH)<sub>2</sub>

Grind: 1 kg for 15 minutes at 50 % solids in the lab ball mill.

Reagent Balance:

Time Hours	Diss O <sub>2</sub> ppm	Added, grams				Residual		Consumed		pH
		Actual		Equivalent		Grams		Grams		
		NaCN	Ca(OH) <sub>2</sub>	NaCN	CaO	NaCN	CaO	NaCN	CaO	
<b>Preaeration</b>										
0-2	5.6	0	0.21	0	0.16	-	-	-	-	10.7-10.3
2-4	9.2	0	0.18	0	0.14	-	-	-	-	11.0-10.8
<b>Cyanidation</b>										
0-3	-	0.53	0	0.50	0	0.50	0.03	0	0.27	10.8-10.8
3-20	-	0	0	0	0	0.50	0.02	0	0.01	10.8-10.6
20-32	-	0	0	0	0	0.50	0.02	0	0	10.6-10.6
32-44	-	0	0	0	0	0.50	0.01	0	0.01	10.6-10.4
44-48	-	0	0	0	0	0.45	0.01	0.05	0	10.4-10.4
<b>Total</b>	-	0.53	0.39	0.50	0.30	0.45	0.01	0.05	0.29	

Reagent Consumption (kg/t of cyanide feed) NaCN : 0.10 CaO : 0.60

Metallurgical Results

Product	Amount	Assays g/t, mg/L Au	% Distribution Au
48 h Cyanide Sol'n	1600 mL	3.15	94.6
48 h Residue	485.5 g	0.59*	5.4
Head (Calc.)	485.5 g	11.0	100.0

\*not amalgamated

Test No. 5

**Purpose:** To repeat conditions of Test 1 with amalgamation of the damp cyanide residue to simulate gravity recovery of free gold.

**Procedure:** Grind, filter mill discharge, sample opposite quarters and pulp at 40 % solids in a 2 L beaker. Adjust pH to 11 and preaerate for 4 hours. Transfer to a 2.5 L bottle diluting to 33 % solids. Adjust pH and NaCN and maintain for 24 hours. Filter and wash three times. Repulp for amalgamation.

**Feed:** 500 g ground ore

**Preaeration Sol'n Vol:** 750 mL      Pulp Density 40 % solids

**Cyanidation Sol'n Vol:** 1000 mL      Pulp Density 33 % solids

**Solution Composition:** 0.50 g/L NaCN

**pH Range:** 10-11 with Ca(OH)<sub>2</sub>

**Grind:** 1 kg for 10 minutes at 50 % solids in the lab ball mill.

**Reagent Balance:**

Time Hours	Diss O <sub>2</sub> ppm	Added, grams				Residual		Consumed		pH
		Actual		Equivalent		Grams		Grams		
		NaCN	Ca(OH) <sub>2</sub>	NaCN	CaO	NaCN	CaO	NaCN	CaO	
<b>Preaeration</b>										
0-2	9.5	0	0.21	0	0.16	-	-	-	-	10.8-10.4
2-4	9.2	0	0	0	0	-	-	-	-	10.4-10.3
<b>Cyanidation</b>										
0-4	9.2	0.53	0	0.50	0	0.50	0	0	0.16	10.5-10.4
4-24	-	0	0	0	0	0.49	0	0.01	0	10.4
Amalgamate with 5 g mercury for 2 hours										
<b>Total</b>	-	0.53	0.21	0.50	0.16	0.49	0	0.01	0.16	-

Reagent Consumption (kg/t of cyanide feed)      NaCN : 0.02      CaO : 0.33

Metallurgical Results

Product	Amount	Assay g/t, mgs/mg/L Au	% Distribution Au
24 h Cyanide Sol'n	1540 mL	5.33	65.3
Amalgam	-	4.004	31.9
Amalgam Tail.	486.2 g	0.73	2.8
Head (Calc.)	486.2 g	25.8	100.0

Test No. 6

Purpose: To repeat conditions of Test 5, but for 48 h cyanidation.

Procedure: As for Test 5 but cyanide 48 hours.

Feed: 500 g ground ore

Preaeration Sol'n Vol: 750 mL Pulp Density 40 % solids

Cyanidation Sol'n Vol: 1000 mL Pulp Density 33 % solids

Solution Composition: 0.50 g/L NaCN

pH Range: 10-11 with Ca(OH)<sub>2</sub>

Grind: 1 kg for 10 minutes at 50 % solids in the lab ball mill.

Reagent Balance:

Time Hours	Diss O <sub>2</sub> ppm	Added, grams				Residual		Consumed		pH
		Actual NaCN	Ca(OH) <sub>2</sub>	Equivalent NaCN	- CaO	NaCN	CaO	NaCN	CaO	
<b>Preaeration</b>										
0-2	9.7	0	0.21	0	0.16	-	-	-	-	10.8- 9.7
2-4	9.7	0	0.14	0	0.11	-	-	-	-	11.1-10.6
<b>Cyanidation</b>										
0-4	10.3	0.53	0	0.50	0	0.50	0	0	0.27	10.9-10.8
4-48	-	0	0	0	0	0.45	0	0.05	0	10.8
<b>Total</b>	-	0.53	0.35	0.50	0.27	0.45	0	0.05	0.27	-

Reagent Consumption (kg/t of cyanide feed) NaCN : 0.1 CaO : 0.56

Metallurgical Results

Product	Amount	Assays g/t, mgs, mg/L Au	% Distribution Au
48 h Cyanide Sol'n	1800 mL	2.25	93.9
Amalgam	-	0.160	3.7
Amalgam Tail	480.7 g	0.21	2.3
Head (Calc.)	480.7 g	8.96	100.0



Test No. 7

Purpose: To repeat conditions of Test 5 at 63.8 % minus 200 mesh.  
 Procedure: As for Test 5.  
 Feed: 500 g ground ore  
 Preaeration Sol'n Vol: 750 mL Pulp Density 40 % solids  
 Cyanidation Sol'n Vol: 1000 mL Pulp Density 33 % solids  
 Solution Composition: 0.50 g/L NaCN  
 pH Range: 10-11 with Ca(OH)<sub>2</sub>  
 Grind: 1 kg for 7.5 minutes at 50 % solids in the lab ball mill.  
 Reagent Balance:

Time Hours	Diss O <sub>2</sub> ppm	Added, grams				Residual		Consumed		pH
		Actual		Equivalent		Grams		Grams		
		NaCN	Ca(OH) <sub>2</sub>	NaCN	CaO	NaCN	CaO	NaCN	CaO	
<b>Preaeration</b>										
0-2	10.0	0	0.21	0	0.16	-	-	-	-	10.8-10.4
2-4	9.4	0	0	0	0	-	-	-	-	10.4-10.0
<b>Cyanidation</b>										
0-4	10.2	0.53	0	0.50	0	0.50	0	0	0.16	10.6-10.3
4-24	-	0	0	0	0	0.49	0	0.01	0	10.3
Amalgamate with 5 g mercury for 2 hours.										
<b>Total</b>	-	0.53	0.21	0.50	0.16	0.49	0	0.01	0.16	-

Reagent Consumption (kg/t of cyanide feed) NaCN : 0.02 CaO : 0.32

Metallurgical Results

Product	Amount	Assays mgs, mg/L, g/t Au	% Distribution Au
24 h Cyanide Sol'n	1520 mL	3.28	57.9
Amalgam	-	3.383	39.3
Amalgam Tailing	498.7 g	0.49	2.8
Head (Calc.)	498.7 g	17.3	100.0

Test No. 7 - Continued

Amalgam Tail

Mesh Size (Tyler)	% Retained		% Passing Cumulative
	Individual	Cumulative	
+ 65	6.0	6.0	94.0
100	7.8	13.8	86.2
150	11.0	24.8	75.2
200	11.4	36.2	63.8
270	10.3	46.5	53.5
400	8.6	55.1	44.9
- 400	44.9	100.0	-
Total	100.0	-	-

Test No. 8

Purpose: To repeat conditions of Test 6 at 63.8 % minus 200 mesh.

Procedure: As for Test 6.

Feed: 500 g ground ore

Preaeration Sol'n Vol: 750 mL Pulp Density 40 % solids

Cyanidation Sol'n Vol: 1000 mL Pulp Density 33 % solids

Solution Composition: 0.50 g/L NaCN

pH: Range: 10-11 with Ca(OH)<sub>2</sub>

Grind: 1 kg for 7.5 minutes at 50 % solids in the lab ball mill.

Reagent Balance:

Time Hours	Diss O <sub>2</sub> ppm	Added, grams				Residual		Consumed		pH
		Actual		Equivalent		Grams		Grams		
		NaCN	Ca(OH) <sub>2</sub>	NaCN	CaO	NaCN	CaO	NaCN	CaO	
<b>Preaeration</b>										
0-2	10.1	0	0.21	0	0.16	-	-	-	-	10.8-10.7
2-4	9.1	0	0	0	0	-	-	-	-	10.7-10.2
<b>Cyanidation</b>										
0-4	10.3	0.53	0	0.50	0	0.50	0	0	0.16	10.6-10.4
4-48	-	0	0	0	0	0.45	0	0.05	0	10.4
<b>Total</b>	-	0.53	0.21	0.50	0.16	0.45	0	0.05	0.16	-

Reagent Consumption (kg/t of cyanide feed) NaCN : 0.10 CaO : 0.33

Metallurgical Results

Product	Amount	Assays mgs, mg/L, g/t Au	% Distribution Au
48 h Cyanide Sol'n	1800 mL	4.10	87.6
Amalgam	-	0.935	11.1
Amalgam Tail	480.7 g	0.23	1.3
Head (Calc.)	480.7 g	17.5	100.0

Test No. 9

**Purpose:** To conduct a gravity/flotation/cyanidation test.

**Procedure:** Grind 10 kg for 20 minutes in the 12 x 14 ball mill. Table on the 1/8 size Wilfley table with middlings recirculation. Clean the table concentrate using the Mozley mineral separator. Assay the gravity concentrate. Combine the table tail, middlings and Mozley tail. Thicken, decant and transfer to 30 L Agitair. Float a 1000 g rougher concentrate and clean once in D-1. Re grind the flotation concentrate and cyanide under conditions of Test 2. Combine rougher and 1st cleaner tail and cyanide under similar conditions.

**Observations:** No visible upgrading in Mozley separation. Talc floating but depressed with CMC in cleaner.

**Flotation Conditions:**

Stage	Reagents Added, g/t			Time, minutes		pH
	A350	MIBC	CMC-6CTL	Cond.	Froth	
Condition	20	-	-	5	-	8.2
Rougher	-	40	-	1	2	-
	50	-	-	1	4	-
Cleaner	-	-	25	1	2	8.2

Stage	Rougher	Cleaner
Flotation Cell	Agitair	1000 g D-1
Speed rpm	-	1800

Test No. 9 - Continued

CYANIDATION - CONCENTRATE

Feed: 200 g cleaner conc

Preaeration Sol'n Vol: 300 mL Pulp Density 40 % solids

Cyanidation Sol'n Vol: 400 mL Pulp Density 33 % solids

Solution Composition: 0.50 gpL NaCN

pH Range: 10-11 with Ca(OH)<sub>2</sub>

Grind: 10 minutes in an Abbe pebble mill

Reagent Balance:

Time Hours	Added, grams				Residual		Consumed		pH
	Actual		Equivalent		Grams		Grams		
	NaCN	Ca(OH) <sub>2</sub>	NaCN	CaO	NaCN	CaO	NaCN	CaO	
<b>Preaeration</b>									
0-2	-	0.50	-	0.38	-	-	-	-	11.6-11.6
2-4	-	0	-	0	-	-	-	-	11.6-11.6
<b>Cyanidation</b>									
0-4	0.21	0	0.20	0	0.06	0.07	0.14	0.31	11.6-11.6
4-24	0.15	0	0.14	0	0.06	0.07	0.14	0	11.6-11.4
24-48	0.30	0	0.28	0	0.09	0.02	0.25	0.05	11.0
<b>Total</b>	<b>0.66</b>	<b>0.50</b>	<b>0.62</b>	<b>0.38</b>	<b>0.09</b>	<b>0.02</b>	<b>0.53</b>	<b>0.36</b>	<b>-</b>

Reagent Consumption (kg/t of cyanide feed) NaCN : 3.07 CaO : 2.08  
(kg/t of feed) : 0.05 : 0.04

Test No. 9 - Continued

CYANIDATION - TAILING

Feed: 1000 g combined flotation tailing

Solution Volume: 900 mL Pulp Density 53 % solids

Solution Composition: 0.50 g/L NaCN

pH Range: 10-11 with Ca(OH)<sub>2</sub>

Reagent Balance:

Time Hours	Added, grams				Residual		Consumed		pH
	Actual		Equivalent		Grams		Grams		
	NaCN	Ca(OH) <sub>2</sub>	NaCN	CaO	NaCN	CaO	NaCN	CaO	
<b>Preaeration</b>									
0-2	-	0.50	-	0.38	-	-	-	-	11.4-11.4
2-4	-	0	-	0	-	-	-	-	11.4-11.0
<b>Cyanidation</b>									
0-4	0.47	0	0.45	0	0.40	0.07	0.05	0.31	11.2-11.2
4-24	0	0	0	0	0.40	0.07	0	0	11.2-11.0
24-48	0	0	0	0	0.32	0.03	0.08	0.04	11.0
<b>Total</b>	<b>0.47</b>	<b>0.50</b>	<b>0.45</b>	<b>0.38</b>	<b>0.32</b>	<b>0.03</b>	<b>0.13</b>	<b>0.35</b>	<b>-</b>

Reagent Consumption (kg/t of cyanide feed)  
(kg/t of feed)

NaCN : 0.14      CaO : 0.38  
NaCN : 0.14      CaO : 0.37

Test No. 9 - Continued

Metallurgical Results

Product	Amount	Wgt. % O'all	% Au Dist'n				
			Au*	Ag**	Ind.	O'all*	O'all**
1. Test 9C Preg	340 mL	-	52.8	52.8	71.0	42.2	11.1
2. Wash	840 mL	-	7.58	7.58	25.2	15.0	3.9
3. Residue	172.8 g	1.7	5.60	5.60	3.8	2.3	0.6
4. Flot Conc (Calc)	172.8 g	1.7	146.	146.	100.0	59.5	15.6
5. Test 9T Preg	820 mL	-	0.76	0.76	64.2	15.7	4.1
6. Wash	1130 mL	-	0.21	0.21	24.4	6.0	1.6
7. Residue	916.1 g	98.0	0.12	0.12	11.4	2.7	0.7
8. Flot Tail (Calc)	916.1 g	98.0	1.06	1.06	100.0	24.4	6.4
9. Gravity Conc (Calc.)	18.3 g	0.2	374	6916	-	16.1	78.0
10. Flotation Conc.	172.8 g	1.7	146	146	-	59.5	15.6
11. Flotation Tail.	9808.9g	98.1	1.06	1.06	-	24.4	6.4
Head (Calc.)	10000.g	100.0	4.25	16.2	-	100.0	100.0

Calculated Grades and Recoveries

Combined Sol'n	-	-	-	-	-	78.9	20.7
Comb Sol'n + Grav Conc	-	-	-	-	-	95.0	98.7
Combined Tail	-	99.8	0.21	0.21	-	5.0	1.3

\*based on calculated head analysis of 4.25 g/t Au

\*\*based on average head analysis of 16.2 g/t Au (assuming 120 mg recoverable gold was trapped in mill, table and/or pump).

Test No. 10

Purpose: To investigate amalgamation of the ground ore.

Procedure: Grind 1 kg for 10 minutes at 50 % solids in the ball mill.  
Amalgamate with 20 g Hg for 3 hours at 61 % solids in a 2 L bottle on rolls with 2 g/L NaOH. The pH was >12.0.

Results:

Product	Weight g	Assays mgs, g/t Au	% Recovery Au
Amalgam	-	10.950	83.7
Tail	966.5	2.20	16.3
Head (Calc)	966.5	13.5	100.0



An Investigation of  
**THE RECOVERY OF GOLD**  
from First Canadian - Kierens  
samples submitted by  
**AUR RESOURCES LIMITED**  
Progress Report No. 2

Project No. L.R. 3314

**NOTE:**

This report refers to the samples as received.

The practice of this Company in issuing reports of this nature is to require the recipient not to publish the report or any part thereof without the written consent of Lakefield Research.

LAKEFIELD RESEARCH  
A DIVISION OF FALCONBRIDGE LIMITED  
October 29, 1987

## TABLE OF CONTENTS

	<u>Page No.</u>
INTRODUCTION.....	3
SUMMARY.....	4 - 12
1. Head Analyses.....	4
2. Thickening Tests on Ground Ore.....	4
3. Cyanidation.....	5
4. Thickening Tests on Cyanide Leached Pulp.....	5
5. Filtration Tests on Cyanide Leached Pulp.....	6
SAMPLE PREPARATION.....	13
INVENTORY.....	14
DETAILS OF TESTS.....	15 - 53

## INTRODUCTION

In a telephone conversation on September 21, 1987, Mr. John Loretto of Vancouver, B.C. requested additional testwork on a sample from the First Canadian-Kierens Zone gold deposit.

The testwork was to include thickening tests on the ground ore and thickening and filtration tests on the cyanide leached pulp.

LAKEFIELD RESEARCH



R.S. Salter  
General Manager



R.G. Williamson, P. Eng.  
Senior Engineer



D. Rollwagen  
Project Metallurgist

Experimental Work By: Mark Conrad

## SUMMARY AND CONCLUSIONS

### 1. Description of Samples

The sample contained free gold. The calculated head assays from Progress Report No. 1 ranged from 9 to 28 g/t Au and averaged 16 g/t Au.

### 2. Thickening Tests on Ground Ore

A sample of 1 kg -10 mesh ore was ground in a ball mill to 80% -200 mesh. The pulp was filtered and the filter cake was cut into two halves.

Thickening tests were conducted on each half at neutral pH and at pH 10.5 with lime. The tests were conducted in 2L graduated cylinders equipped with a rake mechanism to 0.1 rpm to improve compression. The settling rates and thickener requirements were calculated using a modified Talmage-Fitch method. No safety factors were applied.

The results are contained in Table No. 1. Thickener requirements ranged from 0.65 to 0.75 m<sup>2</sup>/t/day. The supernatant was cloudy. Lime addition reduced the solids content of the supernatant.

Table No. 1 - Thickening Tests on Ground Ore

Test No.	Lime kg/t	pH	% Solids		Entrance to comp zone		Supernatant
			Feed	Final	Sett rate m/h	Thick area m <sup>2</sup> /t/day	
11A	nil	8.1	21.3	66.5	0.102	0.65	Cloudy
11B	0.6	10.5	21.0	66.5	0.068	0.75	Cloudy

### 3. Cyanidation

A sample of 4 kg -10 mesh ore was ground to 80% -200 mesh and cyanided in a 20 L pail at 33% solids for 48 hours with 0.5 g/L NaCN. Reagent consumption was 0.4 kg/t NaCN and 0.4 kg/t CaO.

A 500 mL pulp sample was removed for gold analysis and distribution. The residue averaged 1.7 g/t Au after 48 hours with no amalgamation; but, decreased to 0.12 g/t Au after 120 hours contact time before filtration. The result confirmed the nugget effect of free gold which would be removed by gravity concentration ahead of cyanidation in plant practice.

Table No. 12 - Cyanidation Test 12

Product	Amount	Assays, g/t,mg/L Au	% Distribution Au
Pregnant Solution	362	8.06	73.0
Wash Solution	1875	0.56	26.3
Residue (120 h)	228.9	0.12	0.7
Head (Calc.)	228.9	17.5	100.0

### 4. Thickening Tests on Cyanide Leached Pulp

Thickening tests were conducted on 1 L samples of cyanide leached slurry using Percol 156 (anionic polyacrylamide) and Percol 351 (non-ionic polyacrylamide). The pulps were thickened for 5 to 6 hours and 500 mL supernatant were filtered through a millipore to determine the solids content.

The results are contained in Table No. 3. Final densities ranged from 56 to 60% solids after 6 hours settling time. Thickener requirements ranged from 0.4 to 0.5 m<sup>2</sup>/t/day with 40 g/t polyacrylamide. Non-ionic polyacrylamide was more effective than anionic polyacrylamide for supernatant clarity.

**Table No. 3 - Thickening Tests on Cyanide Leached Pulp**

Test No.	Flocculant	pH	% Solids		Entrance to Comp Zone		Supernatant clarity mg/L (5h)
			Feed	Final *	sett rate m/h	thick area m <sup>2</sup> /t/day	
12A	nil	11.2	36.0	63.6	0.011	1.40	340
12B	5 g/t Percol 156	11.2	35.5	60.2	0.013	0.63	1120
12C	20 g/t Percol 156	11.2	34.5	59.6	0.013	0.60	340
12D	20 g/t Percol 351	11.2	35.5	62.0	0.049	0.32	480
12E	40 g/t Percol 156	11.2	33.2	56.2	0.044	0.47	500
12F	40 g/t Percol 351	11.2	32.5	58.3	0.040	0.44	60

\* 6 hours

### 5. Filtration Tests on Cyanide Leached Pulp

The cyanide leached pulp from Test 12 was thickened with 40 g/t Percol 351 and settled overnight. The supernatant was removed and filtration tests were conducted on the thickened slurry at 56% solids using a 93 cm<sup>2</sup> filter test leaf covered with polypropylene multifilament filter cloth.

Pick-up tests were conducted to determine form rates and moisture contents. The data are contained in Tables No. 4 and 5 which showed rapid form rates and final moisture contents ranging from 20 to 22%.

**Table No. 4 - Form Rate versus Form Time**

Test No.	Feed		Vacuum (in.Hg)		Time (Sec.)		Filtrate	Cake				Results
	% Solids	Temp °C	Form	Dry	Form	Dry	Volume mL	Thick-ness mm	Wet Wt. g	Dry Wt. g	% Moist.	Dry Cake Form Rate t/h/m <sup>2</sup>
F1	56	20	25	25	15	30	260	30	557	447.5	19.7	11.5
F2	56	20	25	25	5	10	130	15	338.0	266.1	21.3	20.60
F3	56	20	25	25	2	5	68	10	181	141.5	21.8	27.39

**Table No. 5 - Moisture Content versus Dry Time**

Test No.	Feed		Vacuum (in.Hg)		Time (Sec.)		Filtrate	Cake			
	% Solids	Temp °C	Form	Dry	Form	Dry	Volume mL	Thick-ness mm	Wet Wt. g	Dry Wt. g	% Moist.
F4	56	20	25	25	2	4	54	9	170	126.8	25.4
F5	56	20	25	25	2	8	57	9	157	121.3	22.7
F6	56	20	25	25	2	12	50	8	137	107.4	21.6

The washing characteristics of the filter cake were examined in pour-on tests using the same filter cloth. The procedure was as follows: 145 mL pulp was poured onto the test leaf to produce a cake thickness of 10 mm. Wash water was poured over the cake just before the surface water disappeared. Five tests were conducted with wash ratios (n) ranging from 0.75 to 2.5. The wash solutions were analysed for gold. The test conditions and results are contained in Tables No. 6 and 7.

Table No. 6 - Wash Ratio Test Conditions

Run	Feed		Vacuum (in.Hg)			Time (Sec.)					Filtrate	Wash			Cake				Results	
	% Solids	Temp °C	Form	Wash	Dry	Form*	Air	Wash	Dry	Cycle**	Volume mL	Volume mL	Filtrate mL	Thick-ness mm	Net Wt g	Dry Wt g	% Moist-ure	Dry Solids t/h/m <sup>2</sup>	Filtrate t/h/m <sup>2</sup>	
F1	56	Amb	20	24	20	5	5	12	24	53	42	34	44	10	158.5	122.3	22.8	0.89	0.63	
F4	56	Amb	25	24	23	5	5	15	30	67	41	45	60	10	16.7	129.8	22.6	0.75	0.58	
F4	56	Amb	24	23	22	6	6	25	50	111	39	65	85	11	158.4	126.2	20.3	0.44	0.43	
F10	56	Amb	24	23	24	6	6	35	70	155	36	90	106	11	158	127.1	19.6	0.32	0.35	
F11	56	Amb	27	25	25	7	7	47	94	209	32	113	130	11	151.0	121	19.9	0.22	0.30	

\* 145 mL pulp

\*\* cycle time =  $\frac{\text{drytime}}{0.45}$



**Table No. 7 - Wash Ratio Test Results**

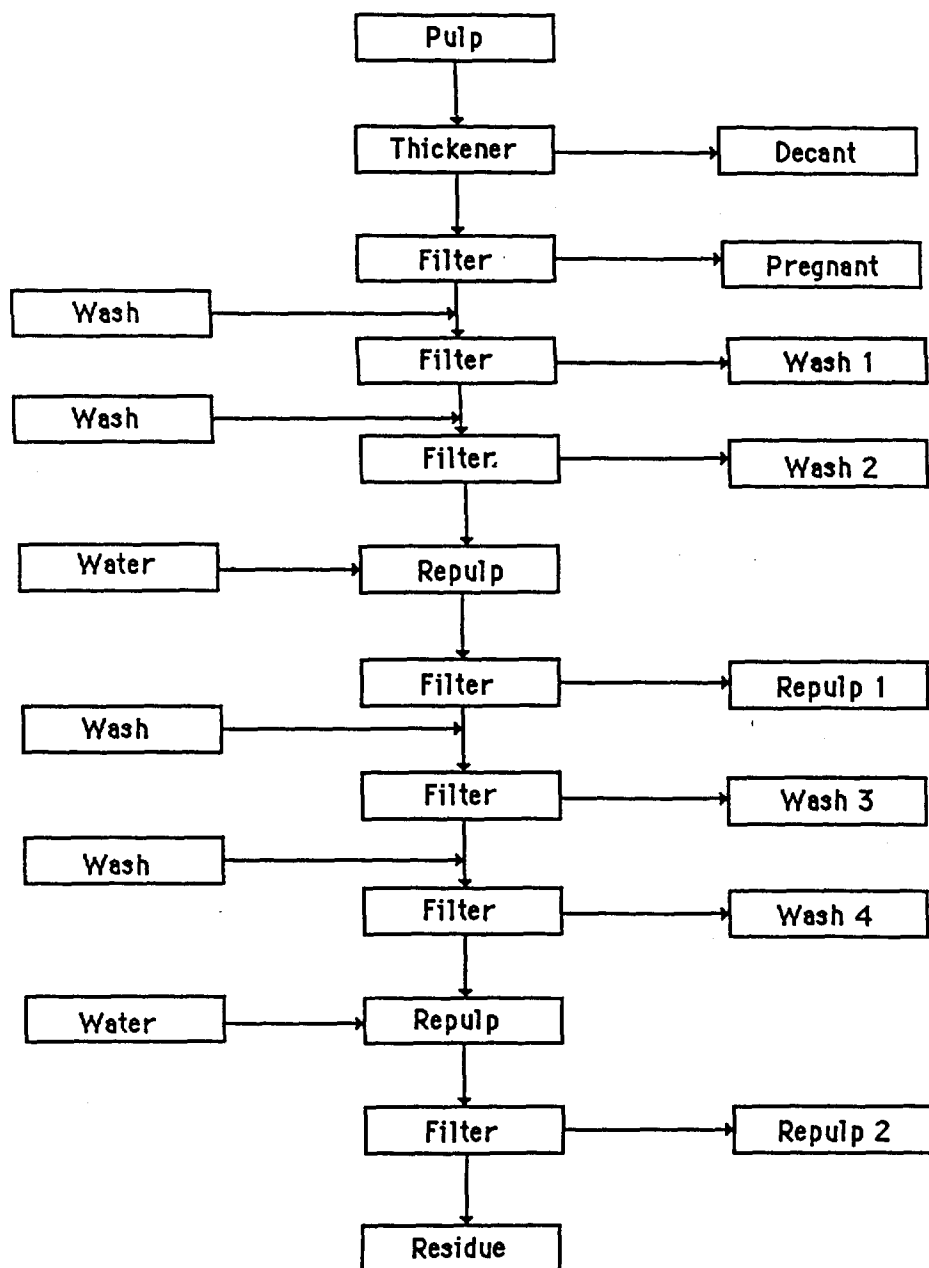
Test No.	Wash Ratio (n)		Metallurgical Data			Washing Efficiency	Au mg
	Target *	Actual **	Product	Amount mL,g	Assay g/t, Au		
F7	0.75	1.11	Pregnant Wash	42 mL	8.90	77.1	0.374
			Liquid in Residue	44 mL	8.44		0.371
			Residue	30.6	3.59		0.110
			Residue	122.3 g	0.13		-
F8	1.0	1.38	Pregnant Wash	41 mL	8.04	91.6	0.330
			Liquid in Residue	60 mL	7.85		0.471
			Residue	32.5	1.32		0.043
			Residue	129.8 g	0.11		-
F9	1.5	2.14	Pregnant Wash	39 mL	8.04	93.0	0.314
			Liquid in Residue	85 mL	5.77		0.490
			Residue	31.6	1.17		0.037
			Residue	126.2 g	0.10		-
F10	2.0	2.83	Pregnant Wash	36 mL	8.05	94.0	0.290
			Liquid in Residue	106 mL	4.60		0.488
			Residue	31.8	0.97		0.031
			Residue	127.1 g	0.15		-
F11	2.5	3.72	Pregnant Wash	32 mL	8.98	94.3	0.287
			Liquid in Residue	130 mL	3.84		0.499
			Residue	30.3	0.99		0.030
			Residue	121.0 g	0.12		-

\* The wash ratio was based upon multiples of the cake moisture content. 1 displacement was calculated at 45 mL solution.

\*\* Based on average moisture content of 20.0%

Two filtration tests were conducted with displacement washing and repulping to determine overall washing efficiency. The procedure was as follows: 145 mL pulp was poured onto the test leaf to provide a cake thickness of 10 mm. In Test F7, 34 mL water, equivalent to 1.11 displacement washes, was poured over the cake just before the surface water disappeared. The wash was repeated. The cake was repulped at 42% solids and the process was repeated. The solutions and residue were assayed separately. The test was duplicated in test F8 using 45 mL wash water, equivalent to 1.38 displacement washes.

The flowsheet is illustrated in Figure No. 1 and the results are contained in Tables No. 8 and 9. Washing efficiency was very good especially in Test F8.

**FIGURE NO. 1 - S/L Separation Flowsheet (Tests F7 & F8)**

**Table No. 8 - S/L Separation Results****Test F7 (n = 1.11)**

Product	Amount		Assays, g/t,mg/L Au	% Distribution	
				Ind. Au	Overall Au
1. Decant Solution	148	mL	8.06	-	57.8
2. Pregnant Solution	42	mL	8.90	43.0	18.1
3. Wash 1	44	mL	8.44	42.6	18.0
4. Wash 2	36	mL	2.25	9.3	3.9
5. Repulp 1	144	mL	0.11	1.8	0.8
6. Wash 3	32	mL	0.28	1.0	0.4
7. Wash 4	36	mL	0.06	0.2	0.1
8. Repulp 2	242	mL	0.006	0.2	0.1
9. Residue	122.3	g	0.13	1.9	0.8
Head (Calc.)	122.3	g	16.9	100.0	100.0

**Test F8 (n = 1.38)**

Product	Amount		Assays, g/t,mg/L Au	% Distribution	
				Ind. Au	Overall Au
1. Decant Solution	157	mL	8.06	-	59.5
2. Pregnant Solution	41	mL	8.04	38.5	15.5
3. Wash 1	60	mL	7.85	54.9	22.2
4. Wash 2	45	mL	0.63	3.3	1.3
5. Repulp 1	140	mL	0.07	1.2	0.5
6. Wash 3	46	mL	0.05	0.2	0.1
7. Wash 4	42	mL	0.02	0.1	0.1
8. Repulp 2	243	mL	0.009	0.2	0.2
9. Residue	129.8	g	0.11	1.6	0.6
Head (Calc.)	129.8	g	16.4	100.0	100.0

SAMPLE PREPARATION

Twelve samples with a shipping weight of 226 kg were received at Lakefield Research on March 6, 1987.

The samples were identified as follows:

7X9	7W4	7E1
7X10	7W5	7E2
7X11	7W6	7E3
7X12		7E4
		7E8

The samples were riffled to reject 3/4 to storage. The remaining 1/4 of each sample was composited, crushed to -10 mesh and riffled to reject 1/2 to storage. The remaining 1/2 was riffled into 1 kg test charges and a head sample for analysis.

INVENTORY

The following samples remain on hand at Lakefield.

Composite:            31 kg -10 mesh  
Individual Samples:   3/4 each sample.

DETAILS OF TESTSTest No. 11

Purpose: To conduct thickening tests on ground ore.

Procedure: Grind 1 kg -10 mesh ore for 10 minutes at 50% solids in ball mill (80% - 200 mesh). Filter and cut cake in half.

Conduct settling tests on each half at neutral pH and pH 10.5 with lime.

Results

Test No.	lime kg/t	pH	% Solids		Entrance to comp zone		Supernatant
			Feed	Final	Sett rate m/h	Thick area m <sup>2</sup> /t/day	
11A	nil	8.1	21.3	66.5	0.102	0.65	Cloudy
11B	0.6	10.5	21.0	66.5	0.068	0.75	Cloudy

SETTLING TEST REPORTTest No. 11A

Purpose: To investigate the settling characteristics of the ground ore

Feed: 500 g ground ore

Grind: pH: 8.1

Pulp Volume: 1995 ml.

Pulp Weight: 2273.9 g

Specific Gravity of Dry Solids: 2.75

Settling Time Minutes	Mudline ml.	Settling Time Minutes	Mudline ml.
0	1995	25	1155
1	1943	30	1046
2	1917	35	968
3	1881	40	893
4	1848	45	823
5	1814	50	758
6	1776	55	697
7	1740	60	640
8	1706	70	590
9	1670	80	570
10	1637	90	557
15	1460	120	537
20	1297	150	510
		105	490
		480	460
		1440	
		Final	450

Observations: supernatant cloudy



TEST 11A

Project 3314

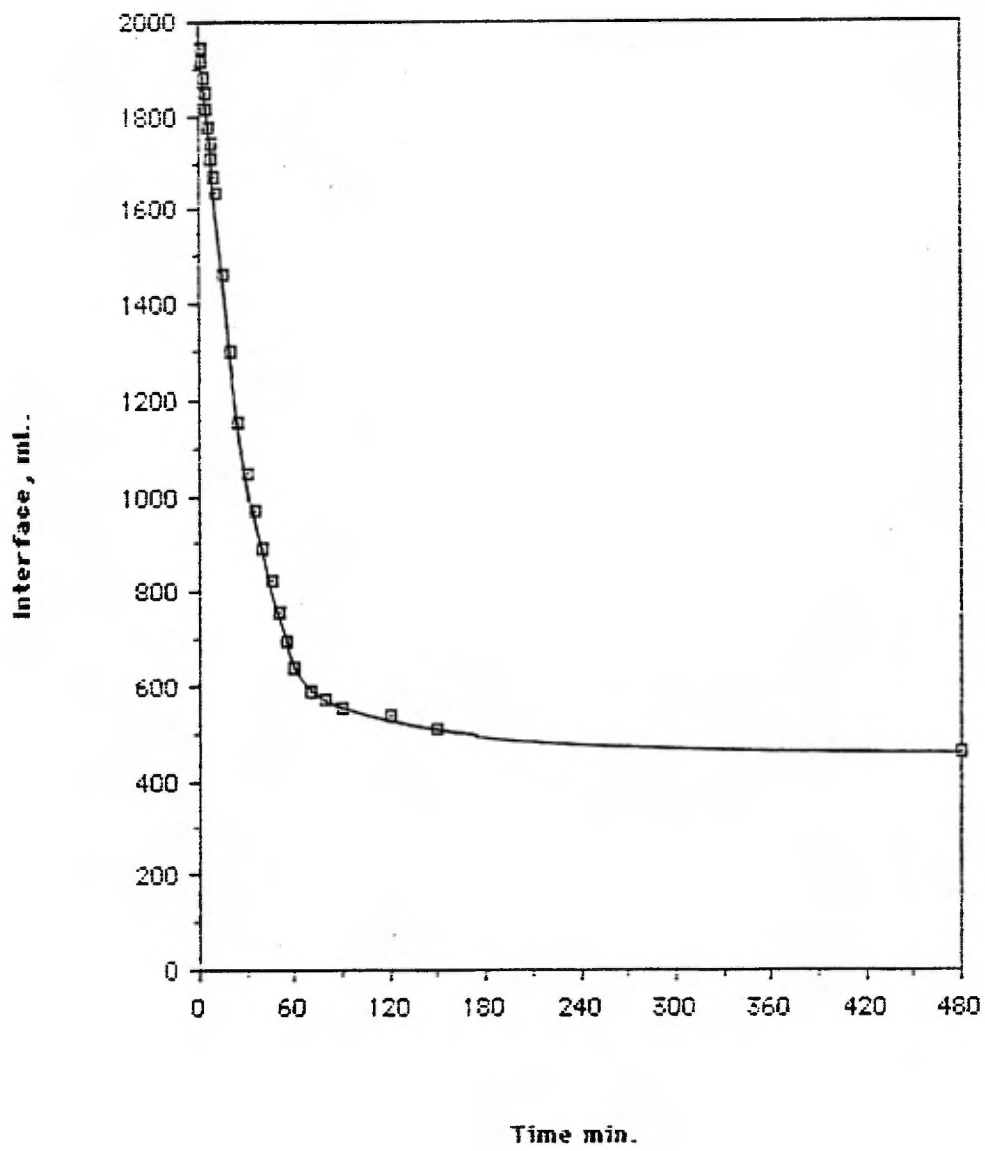
## FEED CONCENTRATION ZONE

Initial Pulp Density:	1139.8 gpL
Initial Percent Solids:	21.3 %
Final Pulp Density:	1619.8 gpL
Final Percent Solids:	66.5 %
Rate:	0.402 m/h
Thickener Area Required:	0.33 sq. meters/tonne/day (no safety factor applied)

## ENTRANCE TO COMPRESSION ZONE

Initial Pulp Density:	1228.6 gpL
Initial Percent Solids:	32.3. %
Final Pulp Density:	1619.8 gpL
Final Percent Solids:	66.5 %
Rate:	0.102 m/h
Thickener Area Required:	0.55 sq. meters/tonne/day (no safety factor applied)

## SETTLING TEST 11A



**Screen Analysis - 11A Settling Residue**

Mesh Size (Tyler)	% Retained		% Passing Cumulative
	Individual	Cumulative	
+ 65	0.8	0.8	99.2
100	2.7	3.5	96.5
150	6.2	9.7	90.3
200	9.7	19.4	80.6
270	11.4	30.8	69.2
400	10.8	41.6	58.4
- 400	58.4	100.0	-
Total	100.0	-	-

SETTLING TEST REPORTTest No. 11B

Purpose: As for Test 11A but at elevated pH (10.5)  
 Feed: 500 g ground ore  
 Lime: 0.6 kg/t pH: 10.5  
 Pulp Volume: 2000 ml.  
 Pulp Weight: 2308.5 g

Settling Time Minutes	Mudline ml.	Settling Time Minutes	Mudline ml.
0	2000	25	1125
1	1965	30	1010
2	1928	35	922
3	1892	40	848
4	1856	45	773
5	1820	50	710
6	1781	55	650
7	1745	60	595
8	1710	70	567
9	1672	80	552
10	1638	90	538
15	1463	120	515
20	1280	150	500
		205	490
		480	440
		1440	
		Final	420

Observations: initial supernatant - cloudy but less so than sample without lime

TEST 11B Project 3314

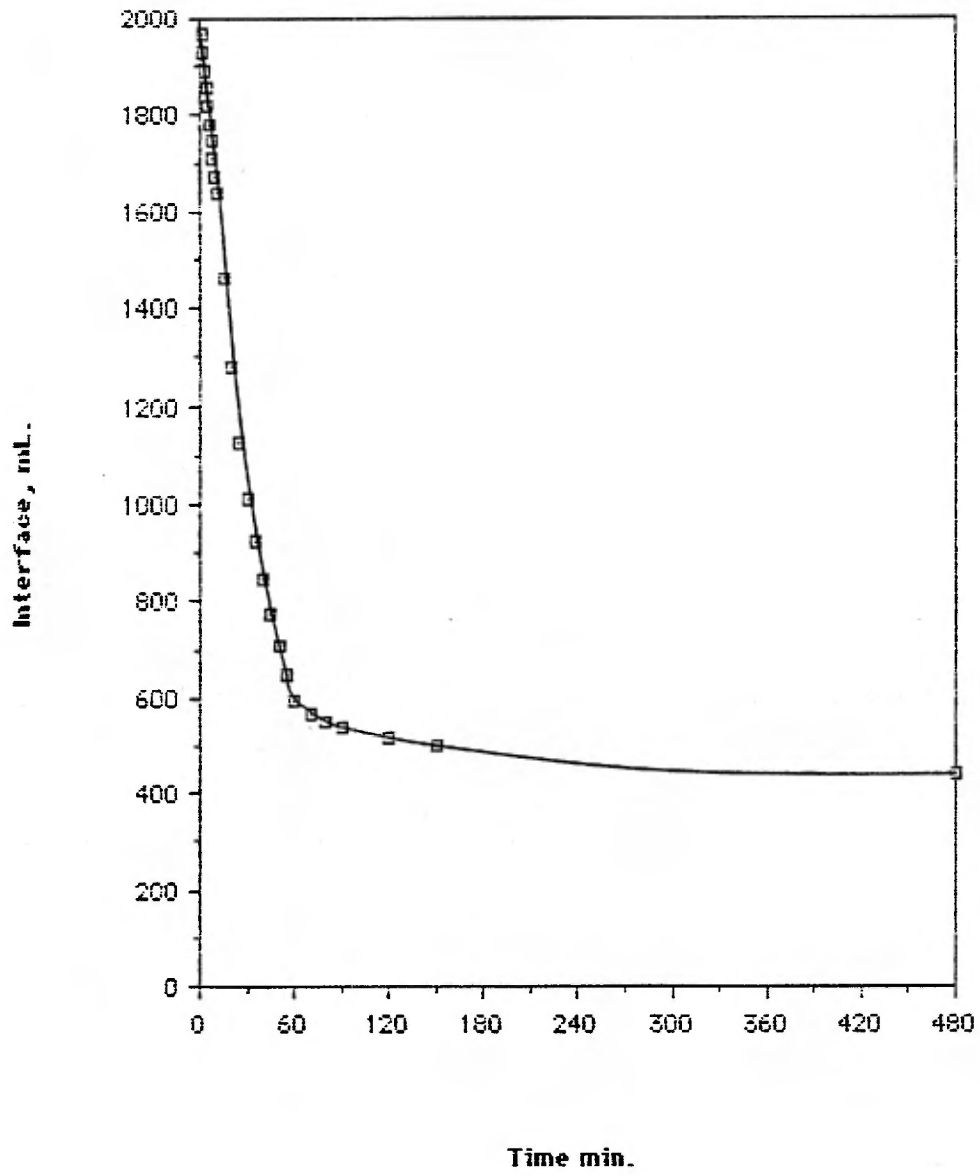
FEED CONCENTRATION ZONE

Initial Pulp Density:	1154.3 gpL
Initial Percent Solids:	21.0 %
Final Pulp Density:	1734.5 gpL
Final Percent Solids:	66.5 %
Rate:	0.388 m/h
Thickener Area Required:	0.35 sq. meters/tonne/day (no safety factor applied)

ENTRANCE TO COMPRESSION ZONE

Initial Pulp Density:	1305.4 gpL
Initial Percent Solids:	36.8. %
Final Pulp Density:	1734.5 gpL
Final Percent Solids:	66.5 %
Rate:	0.068 m/h
Thickener Area Required:	0.75 sq. meters/tonne/day (no safety factor applied)

## SETTLING TEST 11B



Test No. 12CYANIDATION

Purpose: To produce cyanide residue for thickening and filtration tests

Procedure: The sample was pulped with water in a 20 liter pail. NaCN and lime were added and the cyanidation was carried out at 33% solids for 48 h with 0.5 g/L NaCN. A 500 mL pulp sample was removed for gold analysis and distribution.

Feed: 4000 g Comp -10 mesh

Solution Volume: 8121 mL Pulp Density 33 % solids

Solution Composition: 0.5 gpL NaCN

pH Range: 10 - 11.0 with CaO

Grind: 2 x 2 kg/20 min at 66% solids in lab ball mill

Reagent Balance:

Time Hours	Added, grams				Residual		Consumed		pH
	Actual		Equivalent		Grams		Grams		
	NaCN	Ca(OH) <sub>2</sub>	NaCN	CaO	NaCN	CaO	NaCN	CaO	
0-1	4.14	1.84	3.93	1.40	3.93	-	0.00	-	11.0-10.8
1-2 3/4	-	0.29	-	0.22	3.93	-	0.00	-	11.0-11.5
2 3/4-21	-	-	-	-	3.65	-	0.28	-	11.5-10.7
21-25	0.29	-	0.28	-	3.65	-	0.28	-	10.7-10.6
25-27	0.29	0.66	0.28	0.50	-	-	-	-	11.0-11.0
27-43	-	-	-	-	3.05	-	0.88	-	11.0-11.0
43-48	0.93	-	0.88	-	3.76	0.50	0.17	1.62	11.0-11.0
Total	5.65	2.79	5.37	2.12	3.76	0.50	1.61	1.62	-

Reagent Consumption (kg/t of cyanide feed)

NaCN: 0.40 kg/t CaO: 0.40 kg/t

Test No. 12Metallurgical Results

Product	Amount	Assays, g/t,mg/L Au	% Distribution Au
1. 48 hr Pregnant Solution	362 mL	8.06	73.0
2. 48 hr Wash Solution	1875 mL	0.56	26.3
3. 48 hr Residue	228.9 g	0.12*	0.7
Head (Calc.)	228.9 g	17.5	100.0

\* 1.62, 1.78 g/t Au after 48 hours without amalgamation but decreased to 0.12 g/t Au after additional 72 hours contact time before filtration tests F7 to F11.



**Test No. 12A to F**

**Purpose:** To conduct thickening tests on the cyanide pulp from Test 12

**Procedure:** Representative ~100 mL samples were removed from the agitated cyanide slurry and poured into 1L graduated cylinders to make up ~ 1000 mL.

Thickening tests were conducted with Percol 156 (anionic polyamylamide) and Percol 351 (non-ionic polyacrylamide). The pulps were thickened for 5 to 6 hours and 500 mL supernatant were filtered through a millipore to determine the solids content.

**Results:**

Test No.	Flocculant	pH	% Solids		Entrance to Comp Zone		Supernatant clarity mg/L (5h)
			Feed	Final	sett rate m/h	thick area m <sup>2</sup> /t/day	
12A	nil	11.2	36.0	63.6	0.011	1.40	340
12B	5 g/t Percol 156	11.2	35.5	60.2	0.013	0.63	1120
12C	20 g/t Percol 156	11.2	34.5	59.6	0.013	0.60	340
12D	20 g/t Percol 351	11.2	35.5	62.0	0.049	0.32	480
12E	40 g/t Percol 156	11.2	33.2	56.2	0.044	0.47	500
12F	40 g/t Percol 351	11.2	32.5	58.3	0.040	0.44	60

\* 5 to 6 hours.

SETTLING TEST REPORTTest No. 12A

Purpose: To investigate the settling characteristics of the cyanided pulp as is  
 Feed: 1 liter of Test 12 leach pulp  
 Lime: pH: 11.2  
 Pulp Volume: 1000 ml.  
 Pulp Weight: 1291.5 g

Settling Time Minutes	Mudline ml.	Settling Time Minutes	Mudline ml.
0	1000	105	700
5	980	120	655
10	965	150	590
15	955	180	530
20	940	210	490
25	925	240	480
30	910	270	475
35	895	300	472
40	880	330	469
50	850	360	469
60	820	1440	440
75	780	24 hr Final	

Supernatant Liquid: 340 mg/L after 5 hours

Observations: Initial supernatant very cloudy, hard to see mudline, immediate initial settling of sands

TEST 12A Project 3314

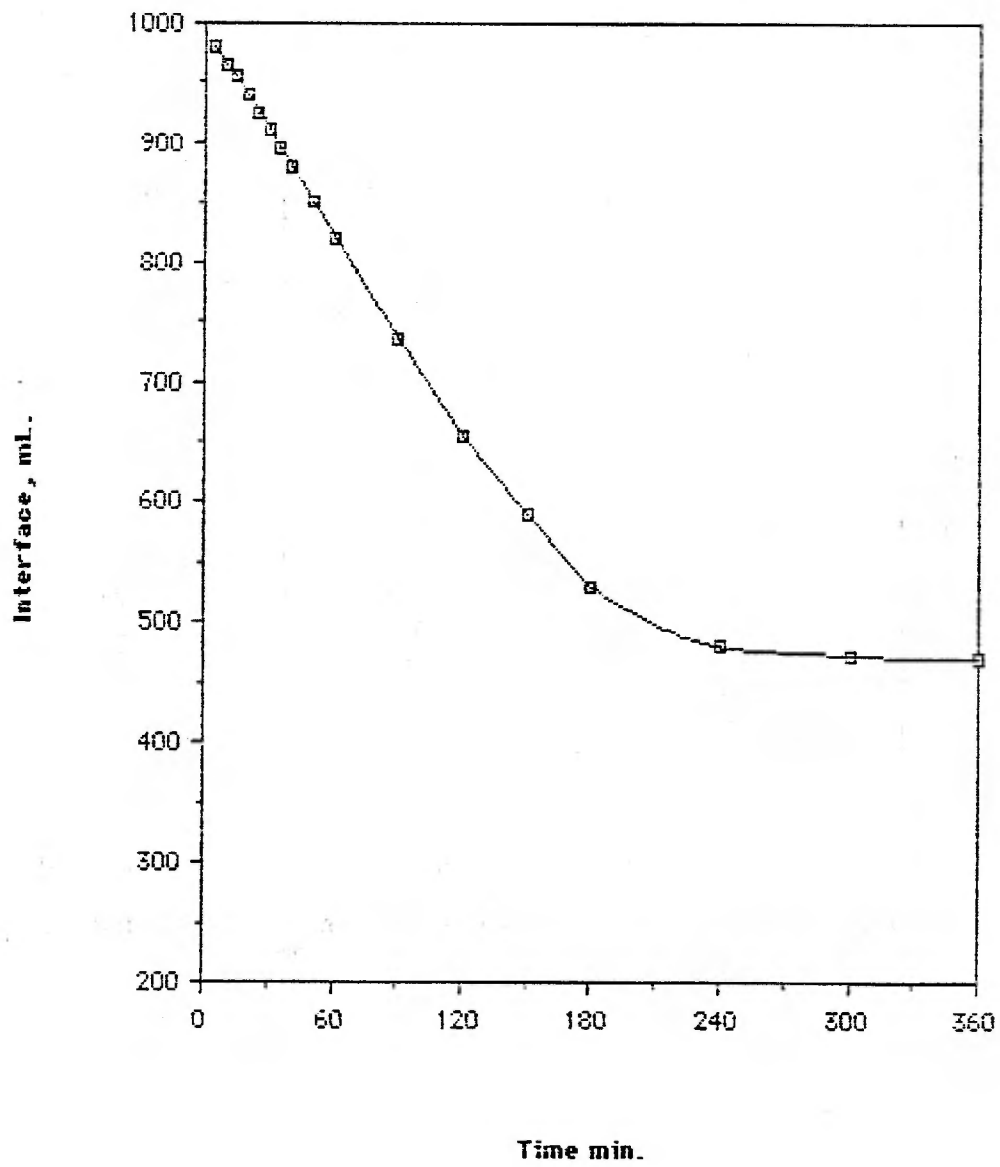
## FEED CONCENTRATION ZONE

Initial Pulp Density:	1291.5 gpL
Initial Percent Solids:	36.0 %
Final Pulp Density:	1662.5 gpL
Final Percent Solids:	63.6 %
Rate:	0.058 m/h
Thickener Area Required:	0.87 sq. meters/tonne/day (no safety factor applied)

## ENTRANCE TO COMPRESSION ZONE

Initial Pulp Density:	1481.8 gpL
Initial Percent Solids:	51.9. %
Final Pulp Density:	1662.5 gpL
Final Percent Solids:	63.6 %
Rate:	0.011 m/h
Thickener Area Required:	1.40 sq. meters/tonne/day (no safety factor applied)

## SETTLING TEST 12A



SETTLING TEST REPORTTest No. 12B

Purpose: To investigate the settling characteristics of the ground cyanidate pulp with the addition flocculant

Feed: 1 liter of Test 12 leach pulp

Lime: pH: 11.2

Flocculant: 5 g/t Percol 156

Pulp Volume: 1000 ml.

Pulp Weight: 1287.8 g

Settling Time Minutes	Mudline ml.	Settling Time Minutes	Mudline ml.
0	1000	25	745
2	975	30	705
4	950	35	670
6	925	40	635
8	900	50	580
10	875	60	550
15	830	75	530
20	785	90	510
		105	500
		120	492
		150	480
		180	475
		210	475
		240	472
		300	472
		360	472

Supernatant Liquid: 1120 mg/L after 5 hours

Observations: Supernatant very cloudy yet well defined mudline, immediate initial settling of sands.

TEST 12B Project 3314

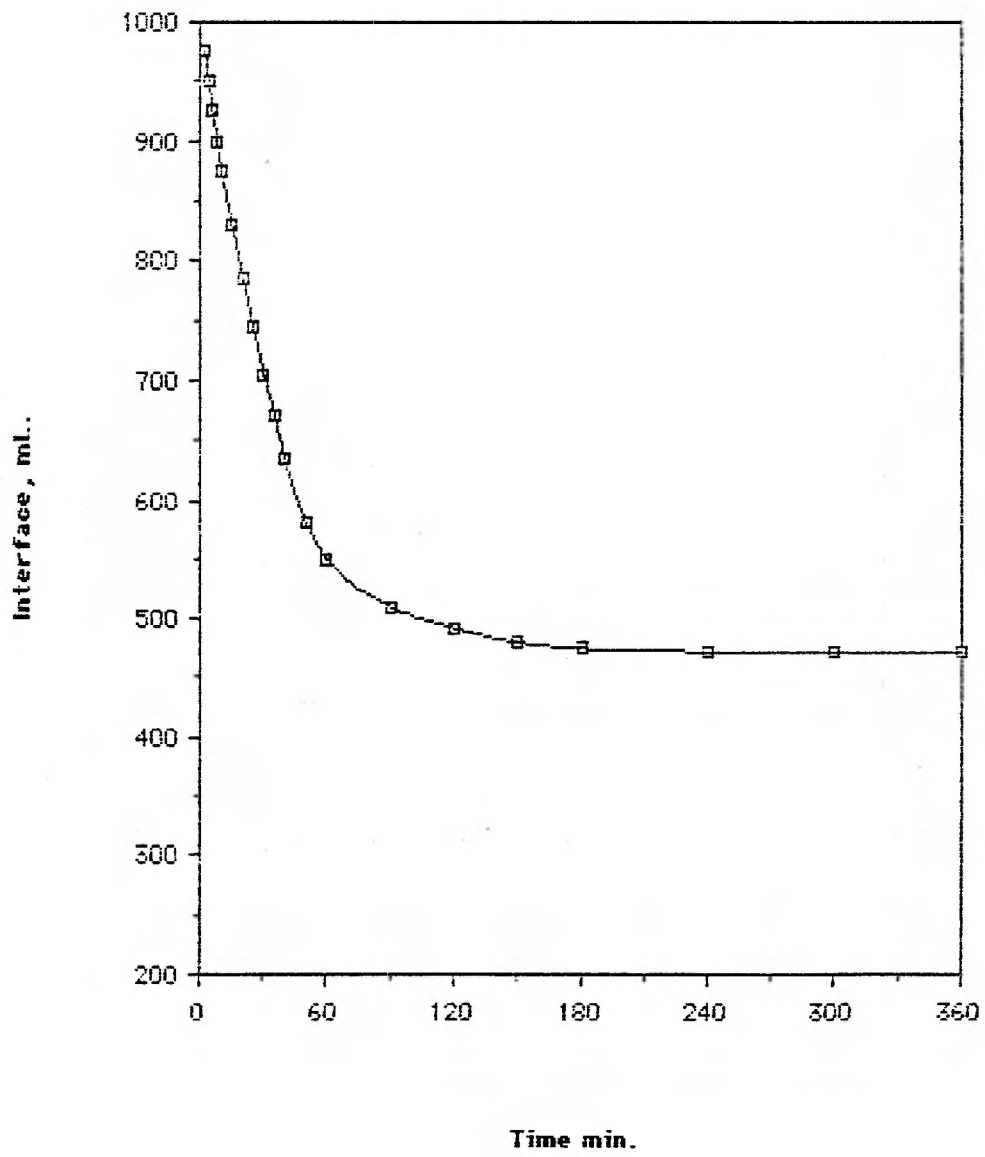
## FEED CONCENTRATION ZONE

Initial Pulp Density:	1287.8 gpL
Initial Percent Solids:	35.5 %
Final Pulp Density:	1609.7 gpL
Final Percent Solids:	60.2 %
Rate:	0.185 m/h
Thickener Area Required:	0.26 sq. meters/tonne/day (no safety factor applied)

## ENTRANCE TO COMPRESSION ZONE

Initial Pulp Density:	1509.4 gpL
Initial Percent Solids:	53.6. %
Final Pulp Density:	1609.7 gpL
Final Percent Solids:	60.2 %
Rate:	0.013 m/h
Thickener Area Required:	0.63 sq. meters/tonne/day (no safety factor applied)

## SETTLING TEST 12B



SETTLING TEST REPORTTest No. 12C

Purpose: To investigate the settling characteristics of the ground cyanidated pulp with the addition of flocculant

Feed: 1 liter of Test 12 leach pulp

Lime: pH: 11.2

Flocculant: 20 g/t Percol 156

Pulp Volume: 1015 ml.

Pulp Weight: 1282.5 g

Settling Time Minutes	Mudline ml.	Settling Time Minutes	Mudline ml.
0	1015	75	520
1	995	90	500
3	975	105	490
5	950	120	485
10	900	150	475
15	850	180	475
20	793	210	475
25	740	240	475
30	695	270	475
35	660	300	475
40	610		
50	575		
65	550		

Supernatant Liquid: 340 mg/L after 5 hours

Observations: Supernatant very cloudy, no apparent visible initial settling of sands



TEST 12C Project 3314

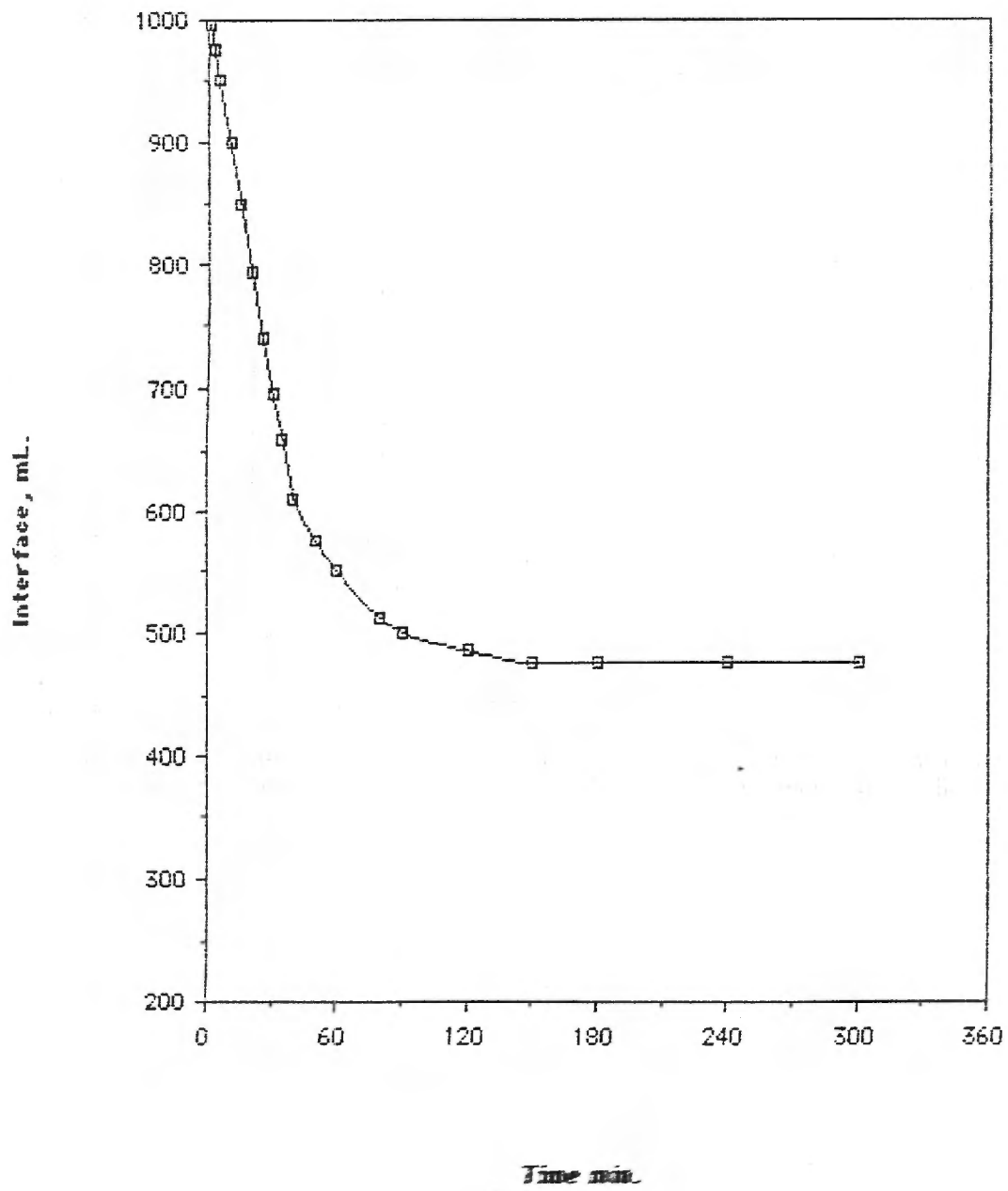
## FEED CONCENTRATION ZONE

Initial Pulp Density:	1263.5 gpL
Initial Percent Solids:	34.5 %
Final Pulp Density:	1563.2 gpL
Final Percent Solids:	59.6 %
Rate:	0.173 m/h
Thickener Area Required:	0.30 sq. meters/tonne/day (no safety factor applied)

## ENTRANCE TO COMPRESSION ZONE

Initial Pulp Density:	1480.3 gpL
Initial Percent Solids:	53.7 %
Final Pulp Density:	1563.2 gpL
Final Percent Solids:	59.6 %
Rate:	0.013 m/h
Thickener Area Required:	0.60 sq. meters/tonne/day (no safety factor applied)

### SETTLING TEST 12C



SETTLING TEST REPORTTest No. 12D

Purpose: To investigate the settling characteristics of the ground cyanide pulp with the addition of flocculant

Feed: 1 liter of Test 12 leach pulp

Lime: pH: 11.2

Flocculant: 20 g/t Percol 351 (non ionic)

Pulp Volume: 1010 ml.

Pulp Weight: 1297.8 g

Settling Time Minutes	Mudline ml.	Settling Time Minutes	Mudline ml.
0	1010	25	595
1	985	30	570
2	945	35	550
3	910	40	535
4	880	50	510
5	850	60	495
6	825	90	470
7	802	120	460
8	780	180	455
9	760	240	455
10	742	300	455
15	675		
20	630		

Supernatant Liquid: 480 mg/L after 5 hours

Observations: Supernatant very cloudy, no visible initial settling of sands, cloudiness seems to be whiter, not so dirty looking, settles much faster than Percol 156

TEST 12D Project 3314

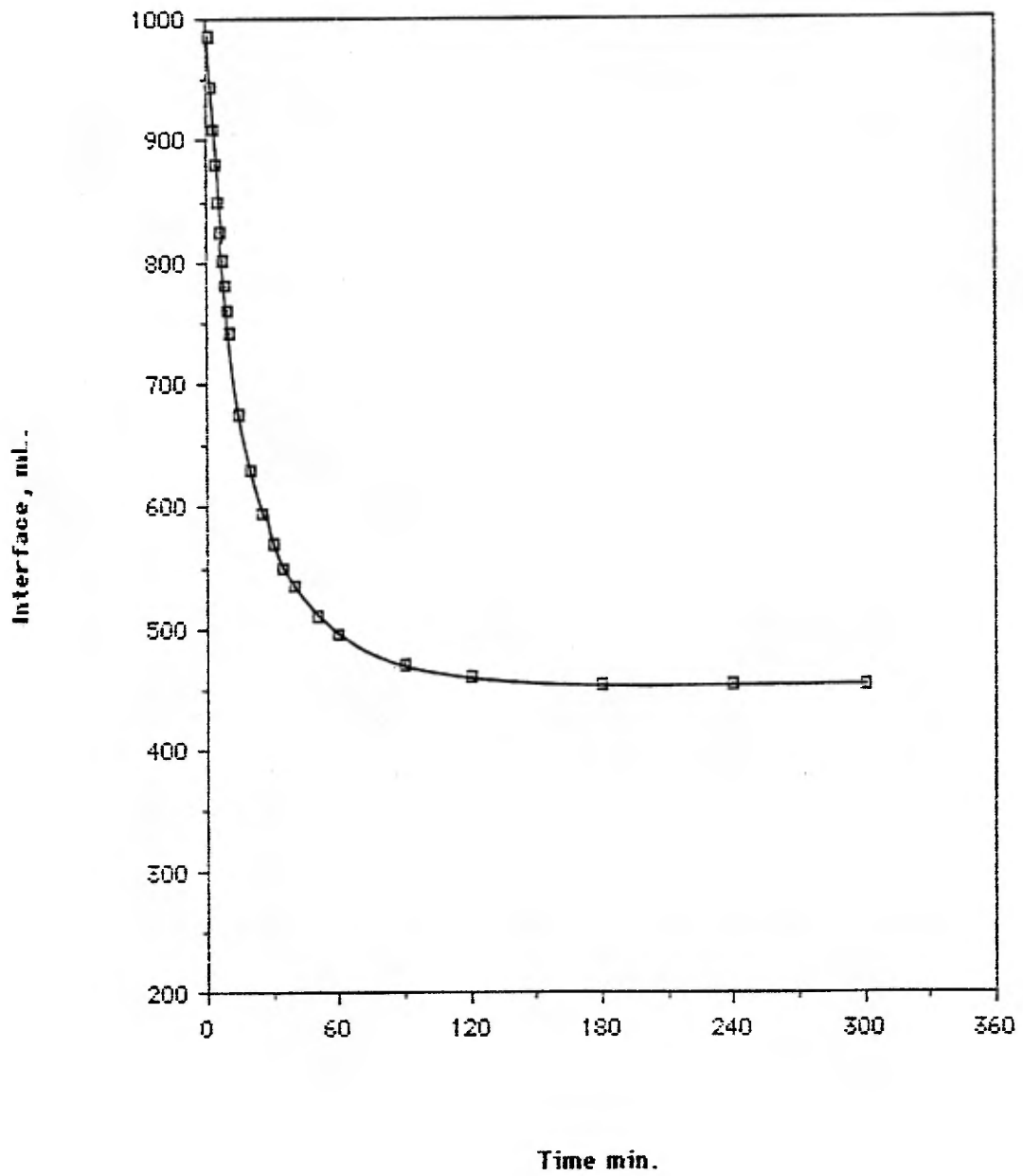
## FEED CONCENTRATION ZONE

Initial Pulp Density:	1285.0 gpL
Initial Percent Solids:	35.5 %
Final Pulp Density:	1632.5 gpL
Final Percent Solids:	62.0 %
Rate:	0.398 m/h
Thickener Area Required:	0.13 sq. meters/tonne/day (no safety factor applied)

## ENTRANCE TO COMPRESSION ZONE

Initial Pulp Density:	1460.5 gpL
Initial Percent Solids:	50.5 %
Final Pulp Density:	1632.5 gpL
Final Percent Solids:	62.0 %
Rate:	0.049 m/h
Thickener Area Required:	0.32 sq. meters/tonne/day (no safety factor applied)

## SETTLING TEST 12D



SETTLING TEST REPORTTest No. 12E

Purpose: To investigate the settling characteristics of the ground cyanide pulp with the addition of flocculant and lime

Feed: 1 liter of Test 12 leach pulp

Lime: pH: 11.2

Flocculant: 40 g/t Percol 156 (anionic)

Pulp Volume: 1020 ml.

Pulp Weight: 1293.8 g

Settling Time Minutes	Mudline ml.	Settling Time Minutes	Mudline ml.
0	1020	75	550
2	1000	90	530
4	985	120	505
6	965	150	500
8	945	180	495
10	920	240	490
15	865	300	490
20	820		
25	760		
30	720		
35	680		
40	650		
53	595		

Supernatant Liquid: 500 mg/L after 5 hours

Observations: Supernatant very dirty and cloudy. No visible initial settling of sands.

TEST 12E Project 3314

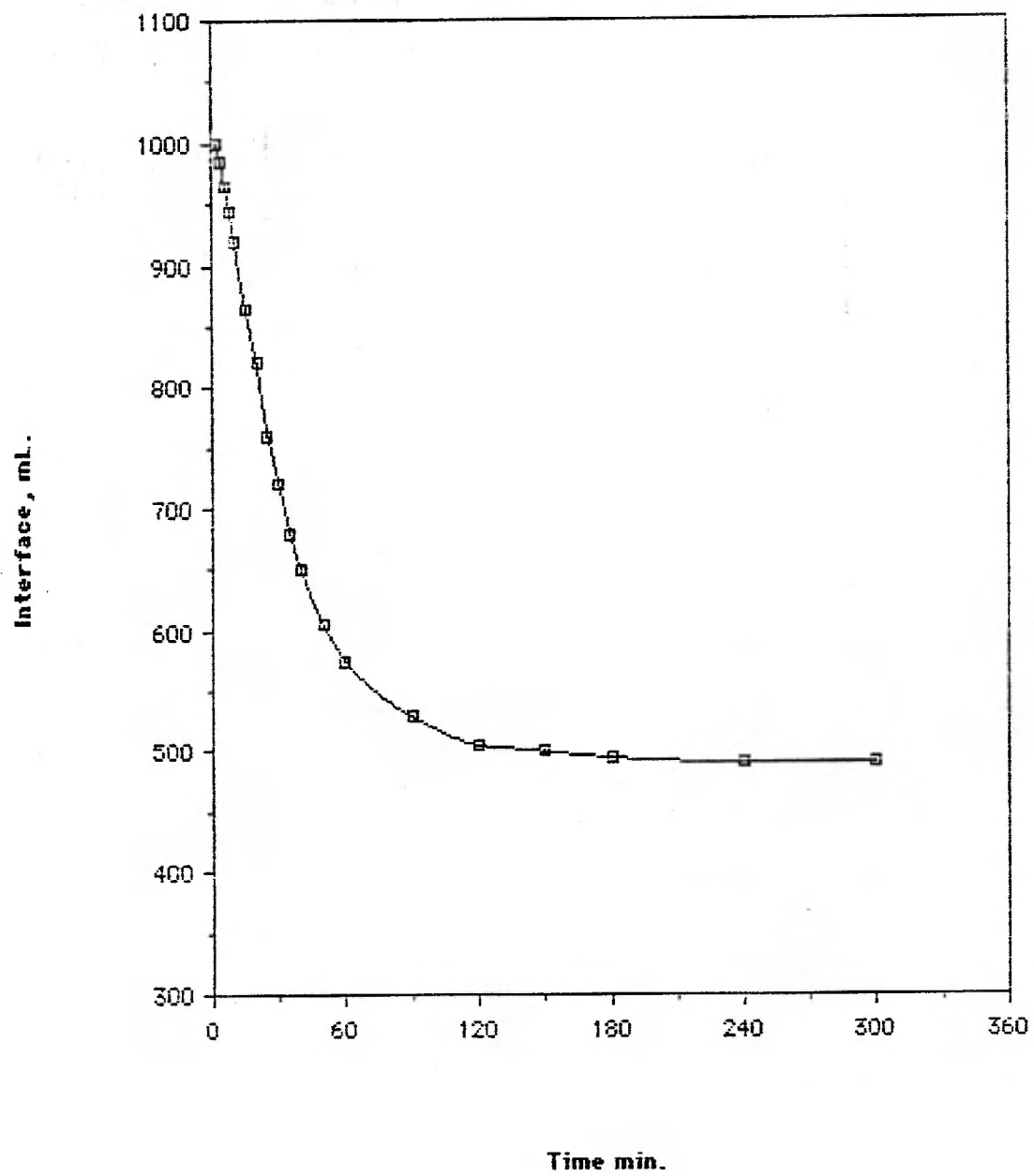
## FEED CONCENTRATION ZONE

Initial Pulp Density:	1268.4 gpL
Initial Percent Solids:	33.2 %
Final Pulp Density:	1558.8 gpL
Final Percent Solids:	56.2 %
Rate:	0.214 m/h
Thickener Area Required:	0.24 sq. meters/tonne/day (no safety factor applied)

## ENTRANCE TO COMPRESSION ZONE

Initial Pulp Density:	1391.1 gpL
Initial Percent Solids:	44.1. %
Final Pulp Density:	1558.8 gpL
Final Percent Solids:	56.2 %
Rate:	0.044 m/h
Thickener Area Required:	0.47 sq. meters/tonne/day (no safety factor applied)

## SETTLING TEST 12E





SETTLING TEST REPORTTest No. 12E

Purpose: To investigate the settling characteristics of the ground cyanide pulp with the addition of flocculant

Feed: 1 liter of Test 12 leach pulp

Lime: pH: 11.2

Flocculant: 40 g/t Percol 351 (non ionic)

Pulp Volume: 1015 ml.

Pulp Weight: 1279.0 g

Settling Time Minutes	Mudline ml.	Settling Time Minutes	Mudline ml.
0	1015	60	500
2	990	90	465
4	960	120	455
6	935	150	450
8	905	180	450
10	875	240	449
15	795	300	449
20	720		
25	665		
30	620		
35	595		
40	550		
53	520		

Supernatant Liquid: 60 mg/L after 5 hours

Observations: Supernatant cloudy but clearer than 20 g/t dose. No visible initial settling of sands. 1st half hour settles much slower than 20 g/t dose of 351. Supernatant translucent after 1 hour, final supernatant translucent.

TEST 12F

Project 3314

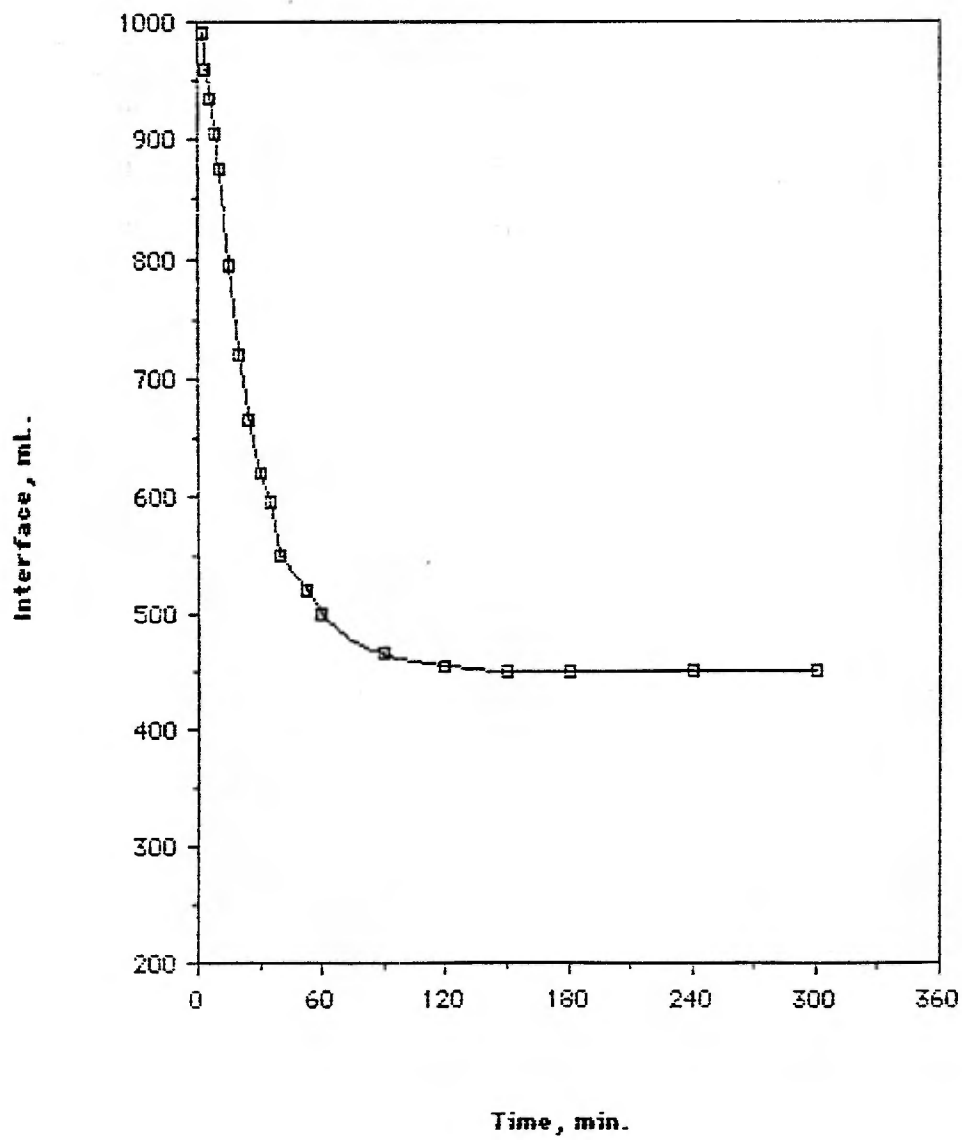
## FEED CONCENTRATION ZONE

Initial Pulp Density:	1260.1 gpL
Initial Percent Solids:	32.5 %
Final Pulp Density:	1588.0 gpL
Final Percent Solids:	58.3 %
Rate:	0.277 m/h
Thickener Area Required:	0.21 sq. meters/tonne/day (no safety factor applied)

## ENTRANCE TO COMPRESSION ZONE

Initial Pulp Density:	1422.4 gpL
Initial Percent Solids:	46.8. %
Final Pulp Density:	1588.0 gpL
Final Percent Solids:	58.3 %
Rate:	0.040 m/h
Thickener Area Required:	0.44 sq. meters/tonne/day (no safety factor applied)

## SETTLING TEST 12F



**FILTRATION TEST REPORT****Tests F1 to F6**

**Purpose:** To determine form rate and moisture contents of the thickened pulp in pick-up tests with a 93 cm<sup>2</sup> test leaf.

**Procedure:** Standard pick-up tests on thickened pulp. No wash. No analyses.

**CLOTH SPECIFICATIONS**

Media Number	Eimco POPR-901F
Material	Polypropylene
Air-Flow (ft <sup>3</sup> /ft <sup>2</sup> )	6.0
Yarn	Multi-Filament
Weave (oz/yd <sup>2</sup> )	13.50
Thread Count	52 x 35
Finish	Heat-Set

**Test Conditions and Results**

**Form Rate vs Form Time**

Test No.	Feed		Vacuum (in.Hg)			Time (Sec.)			Filtrate	Cake				Results	Comments
	% Solids	Temp °C	Form	Wash	Dry	Form	Dry	Cake Cracks (sec)	Volume (C.C.)	Thick-ness mm	Wet Wt. (GM)	Dry Wt. (GM)	% Moist.	Dry Solids Form Rate* t/h/m <sup>2</sup>	
F1	56	20	25	-	25	15	30	-	260	30	557	447.5	19.7	11.55	No cracks
F2	56	20	25	-	25	5	10	-	130	15	338.0	266.1	21.3	20.60	No cracks
F3	56	20	25	-	25	2	5	-	68	10	181	141.5	21.8	27.39	No cracks

**Molsture Content vs Dry Time**

Test No.	Feed		Vacuum (in.Hg)			Time (Sec.)			Filtrate	Cake				Results	Comments
	% Solids	Temp °C	Form	Wash	Dry	Form	Dry	Cake Cracks (sec)	Volume (C.C.)	Thick-ness mm	Wet Wt. (GM)	Dry Wt. (GM)	% Moist.	Dry Solids Form Rate* t/h/m <sup>2</sup>	
F4	56	20	25	-	25	2	4	-	54	9	170	126.8	25.4	-	No cracks
F5	56	20	25	-	25	2	8	-	57	9	157	121.3	22.7	-	No cracks
F6	56	20	25	-	25	2	12	-	50	8	137	107.4	21.6	-	No cracks

\* assuming dry solids pick-up rate extended for 1 hour

e.g.:  $\frac{447.5}{10^6} \times \frac{3600}{15} \times \frac{10^4}{93}$  at 15 seconds form time

**FILTRATION TEST REPORT****Tests F7 to F11**

**Purpose:** To examine washing efficiencies at different wash ratios

**Procedure:** 145 mL thickened pulp was poured onto the test leaf to produce a cake thickness of 10 mm. Wash water was poured over the cake just before the surface water disappeared. Wash volumes ranged from 34 mL to 113 mL in five tests. The wash solutions were assayed for gold.

**CLOTH SPECIFICATIONS**

As for Test F1

**Test Date**

**Pour-On Tests at Various Wash Ratios (n=0.75 to n=2.5)**

Test No.	Feed		Vacuum (in.Hg)			Time (Sec.)					Filtrate	Wash		Cake				Results		Comments
	% Solids	Temp °	Form	Wash	Dry	Form*	Air	Wash	Dry	Cycle**	Volume (C.C.)	Volume (C.C.)	Filtrate (C.C.)	Thick-ness (mm)	Net Wt GM	Dry Wt GM	% Moist-ure	Dry Solids $\text{t/h/m}^2$	Filtrate $\text{t/h/m}^2$	
F7	56	Amb	20	24	20	5	5	12	24	53	42	34	44	10	158.5	122.3	22.8	0.89	0.63	ring separation
F8	56	Amb	25	24	23	5	5	15	30	67	41	45	60	10	16.7	129.8	22.6	0.75	0.58	ring separation
F9	56	Amb	24	23	22	6	6	25	50	111	39	65	85	11	158.4	126.2	20.3	0.44	0.43	ring separation
F10	56	Amb	24	23	24	6	6	35	70	155	36	90	106	11	158	127.1	19.6	0.32	0.35	3 cracks, ring separation
F11	56	Amb	27	25	25	7	7	47	94	209	32	113	130	11	151.0	121	19.9	0.22	0.30	1 crack, ring separation

\* Feed volume 145 mL slurry

\*\* cycle time =  $\frac{\text{drytime}}{0.45}$

**Metallurgical Results**

Test No.	Wash Ratio (n)		Metallurgical Data			Washing Efficiency	Au mg
	Target *	Actual **	Product	Amount mL,g	Assay g/t, Au		
F7	0.75	1.11	Pregnant	42 mL	8.90	77.1	0.374
			Wash	44 mL	8.44		0.371
			Liquid in	30.6	3.59		0.110
			Residue	122.3 g	0.13		-
F8	1.0	1.38	Pregnant	41 mL	8.04	91.6	0.330
			Wash	60 mL	7.85		0.471
			Liquid in	32.5	1.32		0.043
			Residue	129.8 g	0.11		-
F9	1.5	2.14	Pregnant	39 mL	8.04	93.0	0.314
			Wash	85 mL	5.77		0.490
			Liquid in	31.6	1.17		0.037
			Residue	126.2 g	0.10		-
F10	2.0	2.83	Pregnant	36 mL	8.05	94.0	0.290
			Wash	106 mL	4.60		0.488
			Liquid in	31.8	0.97		0.031
			Residue	127.1 g	0.15		-
F11	2.5	3.72	Pregnant	32 mL	8.98	94.3	0.287
			Wash	130 mL	3.84		0.499
			Liquid in	30.3	0.99		0.030
			Residue	121.0 g	0.12		-

\* The wash ratio was based upon multiples of the cake moisture content. 1 displacement was calculated at 45 mL solution.

\*\* Based on average moisture content of 20.0%

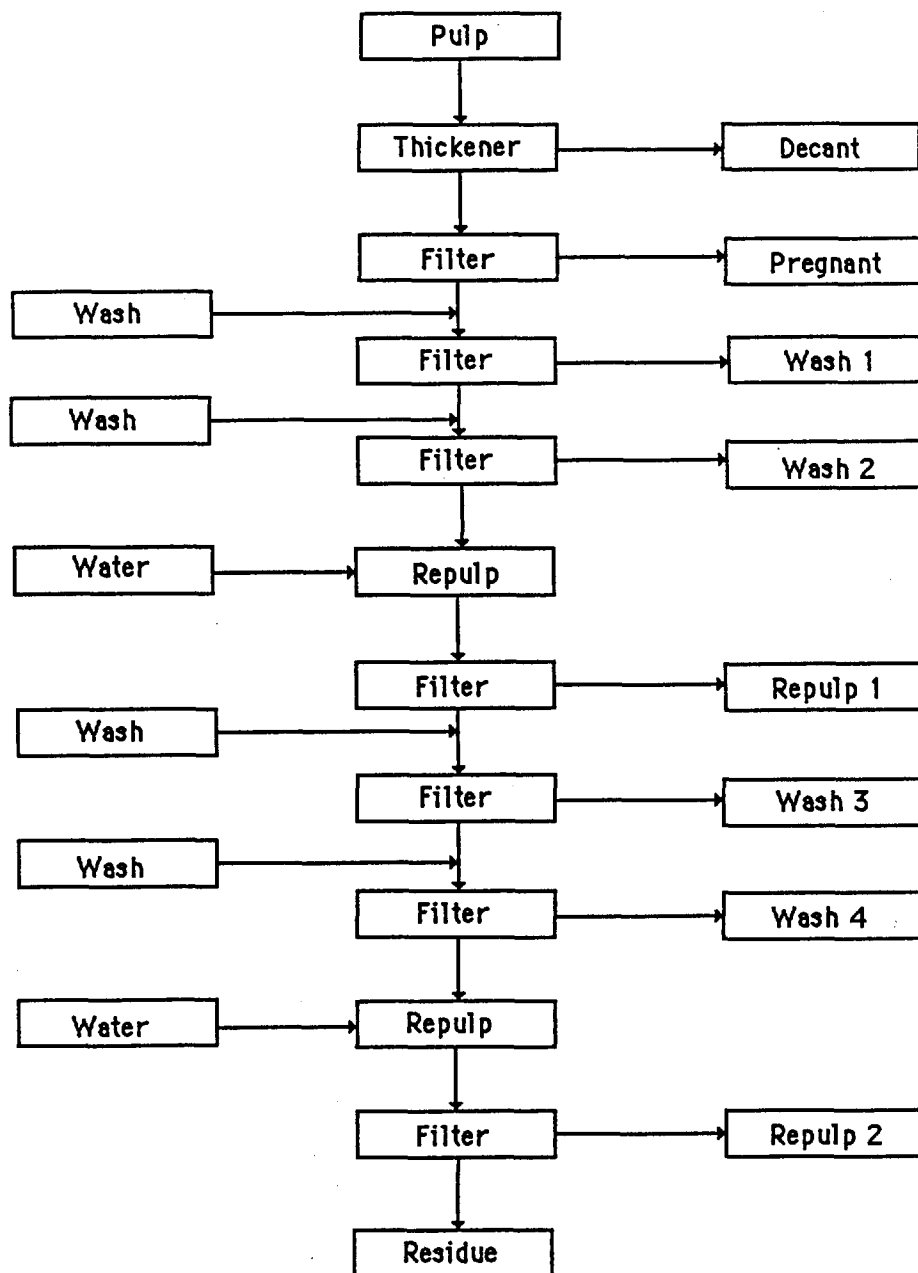


**Tests F7 & F8**

**Purpose:** To examine a complete solid/liquid separation flowsheet: thickening, filtration, washing and repulping.

**Procedure:** Pour-on tests with 145 mL thickened slurry. Wash ratio  $n=1.11$  in Test F7 and wash ratio  $n=1.38$  in Test F8. Two stages of washing followed by a repulp at 42% solids. Repeat. See flowsheet.

FIGURE NO. 1 - S/L Separation Flowsheet (Tests F7 &amp; F8)



**Test Date**

Test No.	Feed		Vacuum (in.Hg)			Time (Sec.)					Filtrate	Wash		Cake				Results		Comments	
	% Solids	Temp °	Form	Wash	Dry	Form*	Air	Wash	Dry	Cycle**	Volume (C.C.)	Volume (C.C.)	Filtrate (C.C.)	Thick-ness ((mm)	Net Wt GM	Dry Wt GM	% Moist-ure	Dry Solids $\text{vh/m}^2$	Filtrate $\text{vh/m}^2$		
F7P	56	Amb	20	-	-	5*	5	-	-	-	42	0	-	-	-	-	-	-	-	-	No crack
F7W1	-	Amb	-	24	20	-	-	12	24	53	44	34	-	-	158.5	122.3	22.8	0.89	0.63		
F7W2	-	Amb	-	23	20	-	-	15	30	-	36	34	10	-	-	-	-	-	-		
F7R1	45	Amb	23	23	21	15	15	-	-	-	144	-	153	-	-	-	-	-	-		
F7W3	-	Amb	-	24	24	-	-	10	20	-	32	34	-	-	-	-	-	-	-		
F7W4	-	Amb	-	24	23	-	-	15	30	-	36	34	-	-	-	-	-	-	-		
F7R2	33	Amb	24	24	24	20	40	-	-	-	242	-	254	10	158.5	122.3	22.8	-	-	Ring Crack	
F8P	56	Amb	25	-	-	5*	5	-	-	-	41	0	-	-	-	-	-	-	-	Ring Crack Ring Crack 1 Crack No Crack Ring Crack Ring Crack Ring Crack	
F8W1	-	Amb	-	24	23	-	-	15	30	67	60	45	-	-	129.8	22.6	0.75	0.58	-		
F8W2	-	Amb	-	24	23	-	-	20	40	-	45	45	10	-	-	-	-	-	-		
F8R1	45	Amb	23	22	22	15	15	-	-	-	140	-	153	-	167.7	-	-	-	-		
F8W3	-	Amb	-	23	23	-	-	15	30	-	46	45	-	-	-	-	-	-	-		
F8W4	-	Amb	-	24	24	-	-	15	30	-	42	45	-	-	-	-	-	-	-		
F8R2	33	Amb	25	24	24	30	60	-	-	-	243	-	254	10	160.0	129.8	18.9	-	-		

\* Feed volume 145 mL slurry

\*\* cycle time =  $\frac{\text{drytime}}{0.45}$

**Metallurgical Results - F7 (n = 1.11)**

Product	Amount		Assays, g/t,mg/L Au	% Distribution	
				Ind. Au	Overall Au
1. Decant Solution	148	mL	8.06	-	57.8
2. Pregnant Solution	42	mL	8.90	43.0	18.1
3. Wash 1	44	mL	8.44	42.6	18.0
4. Wash 2	36	mL	2.25	9.3	3.9
5. Repulp 1	144	mL	0.11	1.8	0.8
6. Wash 3	32	mL	0.28	1.0	0.4
7. Wash 4	36	mL	0.06	0.2	0.1
8. Repulp 2	242	mL	0.006	0.2	0.1
9. Residue	122.3	g	0.13	1.9	0.8
Head (Calc.)	122.3	g	16.9	100.0	100.0

**Calculated Grades and Recoveries**

Products 1 + 2	190	mL	8.25	-	75.9
Products 1 - 3	234	mL	8.28	-	93.9
Products 1 - 4	270	mL	7.48	-	97.8
Products 1 - 5	414	mL	4.92	-	98.6
Products 6 - 8	310	mL	0.04	-	0.6
Products 1 - 8	724	mL	2.83	-	99.2

**Metallurgical Results - F8 (n = 1.38)**

Product	Amount		Assays, g/t,mg/L Au	% Distribution	
				Ind. Au	Overall Au
1. Decant Solution	157	mL	8.06	-	59.5
2. Pregnant Solution	41	mL	8.04	38.5	15.5
3. Wash 1	60	mL	7.85	54.9	22.2
4. Wash 2	45	mL	0.63	3.3	1.3
5. Repulp 1	140	mL	0.07	1.2	0.5
6. Wash 3	46	mL	0.05	0.2	0.1
7. Wash 4	42	mL	0.02	0.1	0.1
8. Repulp 2	243	mL	0.009	0.2	0.2
9. Residue	129.8	g	0.11	1.6	0.6
Head (Calc.)	129.8	g	16.4	100.0	100.0

**Calculated Grades and Recoveries**

Products 1 + 2	198	mL	8.06	-	75.0
Products 1 - 3	258	mL	8.01	-	97.2
Products 1 - 4	303	mL	6.91	-	98.5
Products 1 - 5	443	mL	4.75	-	99.0
Products 6 - 8	331	mL	0.02	-	0.4
Products 1 - 8	774	mL	2.72	-	99.4

LAKEFIELD RESEARCH  
A Division of Falconbridge Limited  
Lakefield, Ontario  
October 29, 1987 / jm

APPENDIX V

CORRESPONDENCE

Municipality of Dubuisson  
Golder Associates  
Quebec Government



130 Adelaide Street West  
Suite 3202  
Toronto, Ontario M5H 3P5  
(416) 362-2614  
FAX (416) 367-0427

July 11, 1988

Gouvernement du Quebec  
Ministère de l'Environnement  
Direction Régionale de l'Abitibi-Témiscamingue  
180 Boulevard Rideau  
Noranda, Quebec  
J9X 1N9

ATTENTION: Madame Edith Van de Walle

Dear Madam:

Re: Aur Resources Inc. - Kierens Project - Demande d'un Certificat d'Autorisation

Further to my letter of application for a Certificat d'Autorisation for the Kierens Project dated April 11/88 and the letter from F.W. Firlotte, PEng of Golder Associates dated June 10, 1988 please be advised that Aur Resources Inc. has deferred a decision to build its own mill and tailings disposal area-until the current underground exploration program is finished on the Norlartic property.

Aur has, however, made a decision to bring the Kierens Project into production at an initial rate of 200 tons per day and will utilize custom milling facilities at one of the existing mills in the area at least for the first year of operation. Therefore, Aur does not need to apply for surface rights outside the area of the Mining Lease being applied for as shown on the accompanying plan, and the initial Environmental Permit being requested is only needed to be applicable to the mining aspects of the project.

Yours truly,

AUR RESOURCES INC.

A handwritten signature in dark ink, appearing to read "H.R. Stockford", written in a cursive style.

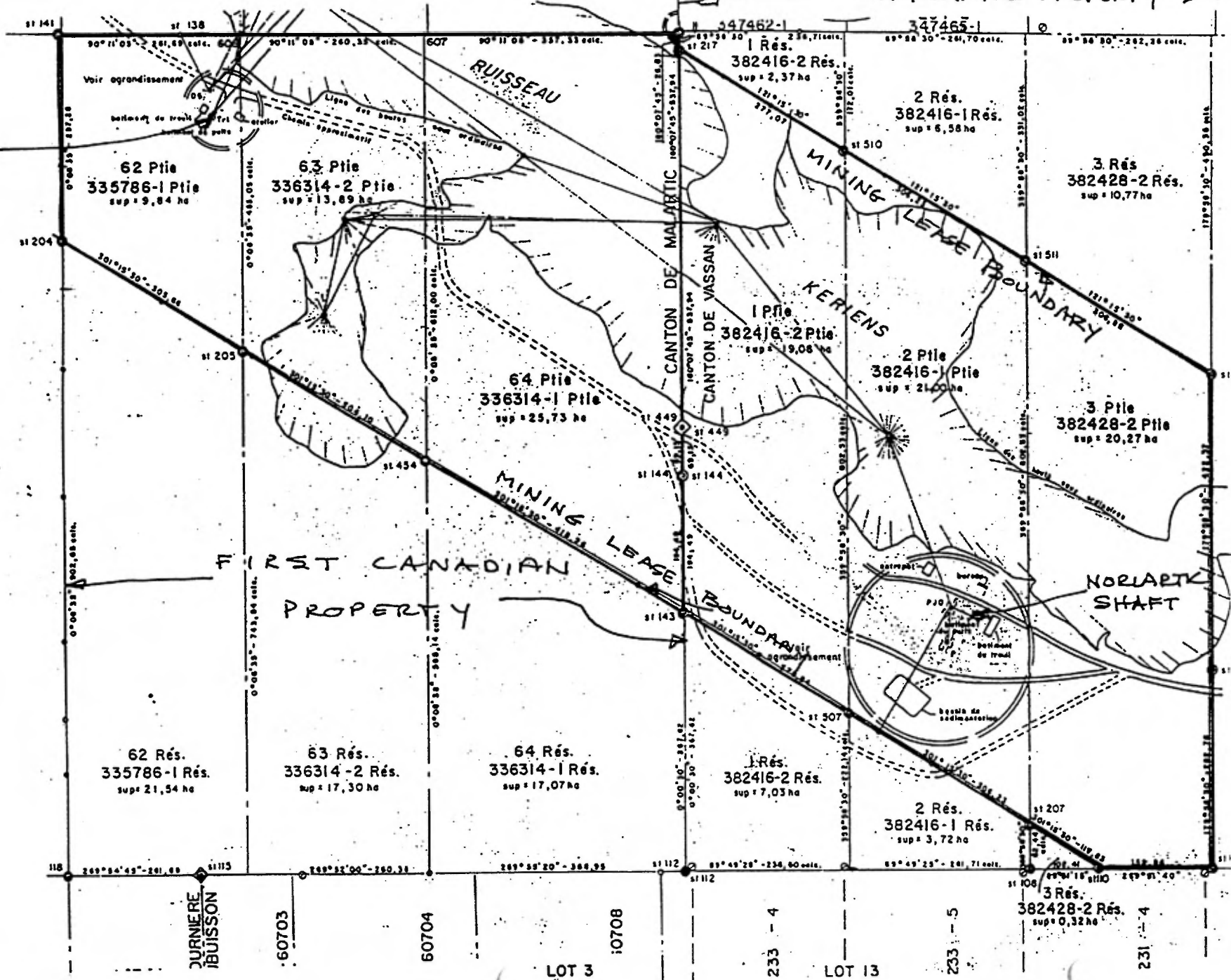
H.R. Stockford  
Vice-President

HRS/lb

cc: J.W. Gill  
R. Firlotte, Golder  
K. Boyle

KIERENS  
SHAFT

NORLARTIC PROPERTY





# Municipalité de Dubuisson

R.R. 2, Val d'Or, Qué. J9P 4N7

Tél.: Bur.: (819) 738-4892 — Rés.: (819) 738-4081

le 14 mars, 1988

Golder Associates  
Consulting Geotechnical  
and Mining Engineers  
3151 Wharton Way  
Mississauga, Ontario

OBJET: Mine Norlactic de  
Aur Ressources  
réf: 871-1450

A l'attention de monsieur Fabien Miller, eng. jr.

Monsieur,

En réponse à votre lettre du 19 janvier dernier, le conseil municipal de Dubuisson ne peut vous refuser l'attestation relative aux normes du règlement municipal d'urbanisme versus le projet minier de Aur Ressources. En effet, en vertu de l'article 246 de la Loi sur l'aménagement et l'urbanisme du Québec et de la Loi sur les mines du Québec on ne peut empêcher le développement minier. Vis-à-vis la réglementation municipale d'urbanisme vous avez donc l'autorisation de la municipalité.

Cependant, le conseil municipal désire rencontrer les responsables du développement minier de Aur Ressources afin d'évaluer l'impact du projet sur l'environnement et de faire, s'il y a lieu, des recommandations.

En espérant, une collaboration fructueuse de votre part veuillez agréer, monsieur, l'expression de nos sentiments les meilleurs.

RC/n1



Robert Cadieux  
secrétaire-trésorier

p.j. Résolution 1302-03-88



Procès-verbal  Copie de résolution

CORPORATION MUNICIPALE DE DUBUISSON  
(Nom de la municipalité)

A une session régulière  spéciale  , ajournée  , .....

tenue le ..... 7 mars ..... 19 88 et à laquelle est présent son honneur

le maire ..... Normand Mandeville.....

et les conseillers suivants:

- |                  |                 |
|------------------|-----------------|
| Jean Fortin      | Daniel Goudreau |
| Normand Brière   | Gilbert Tellier |
| Jacques Belliard |                 |

formant quorum sous la présidence du maire.

..... Robert Cadieux..... Secrétaire-trésorier est aussi présent.

Résolution 1302-03-88: Demande de Golder Associates  
(Aur Ressources): Projet Mine  
Norlactic: Formation d'un  
Comité paritaire pour étudier  
l'impact de l'implantation d'une  
mine.

ATTENDU QU'EN vertu de la réglementation  
municipale d'urbanisme et de l'article 246 de  
la Loi sur l'aménagement et l'urbanisme (L.R.Q.,  
chap. A-19.11 on ne peut empêcher le jalonnement  
d'un claim, l'exploration, la recherche la  
mise en valeur ou l'exploitation de substances  
minérales faits conformément à la Loi sur les  
mines (L.R.Q., chap. M-13);

ATTENDU QUE "Aur Ressources" demande un certi-  
ficat d'autorisation du Ministère de l'Environ-  
nement du Québec (directive 019);

ATTENDU QUE le conseil municipal de Dubuisson  
désire étudier l'impact de l'implantation de  
tout projet minier;

EN CONSEQUENCE, il est proposé par M. Gilbert  
Tellier et résolu unanimement de former un  
comité paritaire avec les représentants de  
la compagnie "Aur Ressources" afin d'étudier  
l'impact de l'implantation de la mine Norlactic  
versus l'environnement;

QUE les représentants de la municipalités sur  
le comité paritaire soient les conseillers: Gilles  
Imbeau, Gilbert Tellier et Daniel Goudreau;

QU'ON demande a monsieur Raynald Vézina directeur-  
général de la mine Kiéna d'agir à titre de per-  
sonne ressources.

Adopté

Copie certifiée conforme

*Robert Cadieux*  
Robert Cadieux  
secrétaire-trésorier



LES RESSOURCES AUR INC.  
AUR RESOURCES INC.  
DIVISION KIERENS

B.G. 105-3, R.R. N°2  
VAL D'OR (QUÉBEC)  
J9P 4N7  
TÉL.: (819) 738-5435  
FAX: (819) 738-5624

Le 14 juin 1988

Municipalité de Dubuisson  
1405, St-Philippe  
Dubuisson (Québec)  
J9P 4N7

Att'n: Monsieur Gilbert St-Laurent

Monsieur St-Laurent,

Suite à notre conversation téléphonique du 13 juin 1988, nous vous faisons parvenir une demande de permis de construction pour un bâtiment (atelier, entrepôt et bureau) ainsi que pour un silo à minerai.

Vous trouverez, ci-joint, un chèque au montant de \$ 770.00 pour les frais (atelier: \$ 320,000 + silo: \$ 450,000) ainsi qu'un plan de surface du site de la mine incluant les deux bâtiments.

Espérant le tout à votre entière satisfaction, veuillez agréer, Monsieur St-Laurent, nos salutations distinguées.

Keith Boyle, ing.  
Ingénieur en Chef

KB/fd

P.J. (chèque et plan)



130 Adelaide Street West  
Suite 3202  
Toronto, Ontario M5H 3P5  
(416) 362-2614

notre ref: 871-1456

le 11 avril 1988

Gouvernement du Québec  
Ministère de l'Environnement  
Direction Régionale de l'Abitibi-Témiscamingue  
180 Boulevard Rideau  
Noranda, Québec  
J9X 1N9

ATTENTION: M. Guy Duchesne, Ingénieur Minier

Re: Demande d'un Certificat d'Autorisation  
Project Kierens, Dubuisson, Québec

Monsieur:

Aur Resources Inc. présente ce document afin d'obtenir un Certificat d'Autorisation pour le projet Kierens. Cette demande fut préparée conformément selon la Directive 019 du Ministère de l'Environnement du Québec. D'après cette Directive (019), le projet Kierens est classé dans la catégorie des travaux se rapportant au traitement du minerai.

Les travaux de construction associés au projet devraient débiter au mois de mai 1988, sujet à une décision formale de production qui sera faite pendant l'assemblée des administrateurs le 26 avril, 1988. L'obtention du Certificat d'Autorisation pour ce projet est donc urgente.

Aussitôt que de nouvelles informations seront disponibles nous vous les enverrons afin que celles-ci soient incluses dans notre demande.

Nous vous remercions d'avance d'accorder à cette demande toute l'attention nécessaire. Veuillez ne pas hésiter à communiquer avec nous si vous avez des questions ou si de plus amples détails vous semblent nécessaire.

Je vous prie d'agréer, Monsieur, l'expression de mes sentiments les meilleurs.

Vice-President

H.R. Stockford

HRS/lb



## Golder Associates

CONSULTING GEOTECHNICAL AND MINING ENGINEERS

10 juin, 1988

Notre réf: 871-1456

Gouvernement du Québec  
Ministère de l'Environnement  
Direction Régionale de l'Abitibi - Témiscamingue  
et du Nord Québécois

ATTENTION: Madame Edith Van de Walle

REF: AUR RESOURCES INC.  
PROJECT KIERENS

Madame:

Il nous fait plaisir de vous faire parvenir les informations complémentaires se rapportant au projet Kierens.

Nous vous demandons d'insérer ces informations dans les deux copies datées du 11 avril 1988, de la demande d'autorisation pour le projet Kierens. La description ainsi que les instructions se rapportant à l'insertion de ces documents dans la demande d'autorisation précédente sont résumées ci-après;

- i) Les résultats de l'étude géotechnique de la zone où sera situé le parc à résidus. Cette section doit être placée à l'annexe C du document.
- ii) Révision du chapitre 5.0. Le chapitre 5.0 ci-joint doit remplacer l'ancien chapitre 5.0.
- iii) Révision des figures 6, 12, 13, 14, 15, et 16. Ces figures mises à jour remplacent les anciennes figures du document précédent.

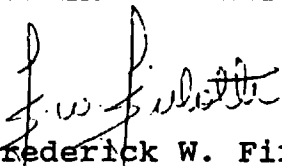
Dans le précédent document il avait été noté que les résultats de l'étude géotechnique du site vous serait envoyés dès que possible. Selon ces résultats, il a été nécessaire de réviser la construction du parc à résidus dans la région du barrage B puis dans cette zone, le sol a été classé comme non utilisable pour la fondation du barrage. La présence de matériel organique ainsi que de l'argile très molle à l'ancien emplacement proposé pour le

barrage B entre le bassin de sédimentation et le bassin de clarification nous a forcé à déplacer ce barrage vers le sud. Ainsi, le bassin de clarification sera un peu plus large alors que le parc à résidus sera légèrement plus petit.

L'aménagement, l'utilisation du système ainsi que son emplacement suggéré reste cependant les mêmes comme il a été proposé précédemment. Puisque quelques modifications ont été effectuées au plan de développement intermédiaire du système, le bilan d'eau ainsi que celui des cyanures ont été changés et la longueur des canalisations amenant les résidus et l'eau recirculée ont été augmentée. Ces divers changements ont d'ailleurs été inclus au chapitre 5.0 ainsi que dans les 6 figures ci-jointes.

Nous croyons que vous possédez maintenant toutes les informations pour procéder à l'évaluation de la demande d'un certificat d'autorisation pour le projet Kierens d'Aur Resources Inc. Nous vous remercions d'avance de votre implication et si vous avez des questions, n'hésitez pas à communiquer avec nous.

GOLDER ASSOCIATES



Frederick W. Firlotte, ing.

cc: M. Howard Stockford    Aur Resoruces  
M. Keith Boyle            Aur Resources  
M. R. Knapp                SENES Consultants



Bureau du sous-ministre associé (Mines)

Québec, le 8 janvier 1988

M. James W. Gill  
Président  
Aur Resources Inc.  
130 Adelaide Street West  
Suite 3202  
Toronto (Ontario)  
M5H 3P5

Monsieur le Président,

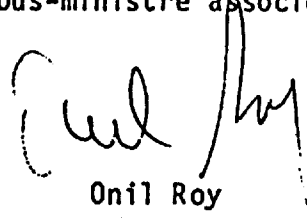
J'ai bien reçu votre correspondance du 2 décembre dernier relativement au droit de surface de certains lots du canton de Vassan en Abitibi, lots qui seraient compris dans une demande de bail minier que vous nous ferez parvenir prochainement.

Des discussions ont déjà été entreprises avec le ministère de l'Agriculture, propriétaire des lots visés, dans le but de les transférer au ministère de l'Énergie et des Ressources.

Nous sommes confiants que ces démarches seront complétées à temps pour émettre le bail minier nécessaire à l'exploitation du gisement prévue pour octobre 1988.

Je vous prie d'agréer, Monsieur le Président, l'expression de mes sentiments les meilleurs.

Le sous-ministre associé (Mines)



Onil Roy

c.c. M. Raymond Savoie  
Ministre délégué aux Mines et  
aux Affaires autochtones



130 Adelaide Street West  
Suite 3202  
Toronto, Ontario M5H 3P5  
(416) 362-2614

December 2, 1987

Mr. Onil Roy  
Sous-ministre associé au  
secteur Mines  
Gouvernement du Quebec  
1620 boul. de l'Entente  
Quebec, Quebec  
G1S 4N6

Dear Sir:

Aur Resources Inc. is a Canadian mineral exploration company which is currently carrying out underground exploration programs at its Kierens Zone gold deposit on the First Canadian property and at its Main Zone gold deposit on the Norlartic property. These properties are located in Vassan and Malartic Townships approximately 12 miles west of the City of Val d'Or, Quebec (see map). Upon completion of these programs in early 1988 Aur plans to carry out production feasibility studies with a view to establishing the economic viability of initiating mining operations on these properties.

A target production date of October 1988 has been set subject, of course, to the results of the feasibility studies. In order to proceed with development work toward mining operations Aur will be required to obtain a Mining Lease which will include certain surface rights. At the present time the surface rights to Lots 1,2,3 Range I, Vassan Township are held by the Crown and administered by the Ministère de l'Agriculture. It is our understanding that these Lots must come under the jurisdiction of the Ministère de l'Energie et des Ressources prior to Aur being able to obtain the surface lease which would be required for any mining operations.

Mr. Howard Stockford and myself met with Mr. Jacques Leblais last Thursday to discuss the process of obtaining the necessary Mining Leases and surface lease related to our Kierens Zone and Norlartic gold deposits. Mr. Leblais suggested that we contact you regarding the transfer of the surface rights for Lots 1,2,3 Range I, Vassan Township from the Ministère de l'Agriculture to the Ministère de l'Energie et des Ressources.

.../2



Mr. O. Roy  
December 2/87

Page 2

Aur Resources Inc. believes that a production startup date of October 1988 can be achieved provided that the necessary permits and leases can be obtained quickly following the completion of our production feasibility studies.

We would appreciate any assistance which you could give us to expedite the transfer of the surface rights to Lots 1,2,3, Range I, Vassan Township to the Ministère de l'Energie et des Ressources, as a first step in the permitting and licencing process.

Thank you for your consideration in this matter and should you have any questions please contact myself or Howard Stockford at any time.

Yours truly,

AUR RESOURCES INC.

A handwritten signature in black ink, appearing to be 'JW Gill', written over a faint circular stamp or watermark.

James W. Gill  
President

JWG/rp  
Attach.

cc: H. R. Stockford  
Jacques Lebuis

## JEAN-LUC CORRIVEAU & ASSOCIES

Arpenteurs géomètres  
Québec Land Surveyors

Val d'Or, le 28 juin 1988

Monsieur Gérard Tanguay, a.g.  
Service de l'Arpentage  
Ministère de l'Energie et des Ressources  
200B, Chemin Ste-Foy  
Québec (Qc)  
G1R 4X7

Re: Arpentage d'un bail minier, rang I,  
canton de Malartic, district électoral  
d'Abitibi-Est

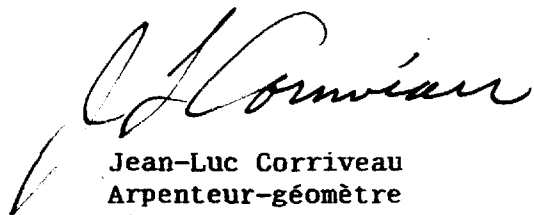
---

Votre dossier; 13812/42-A, sec. 2

Cher confrère,

Vous trouverez, ci-annexés, le cahier contenant le plan sur toile, un carnet d'opérations avec rapport, le procès-verbal d'opérations, le certificat selon la Loi des Mines et les calculs de superficie concernant l'arpentage d'un bail minier dans le canton de Malartic.

Espérant le tout à votre entière satisfaction, veuillez agréer, cher confrère, mes sincères salutations.



Jean-Luc Corriveau  
Arpenteur-géomètre  
1085, 3e avenue  
Val d'Or (Qc)  
J9P 1T5

JLC/gf

- Annexes

CANADA

PROVINCE DE QUEBEC

CIRCONSCRIPTION ELECTORALE D'ABITIBI-EST

PROCES-VERBAL, de l'arpentage d'un territoire minier formé d'une partie des lots 62, 63 et 64, du rang I, du canton de Malartic, comté d'Abitibi et couvert par une partie des claims 335786-1, 336314-1 et -2.

-----0-----0-----0-----0-----0-----0-----0-----0-----0-----

A la réquisition de la compagnie Aur Ressources Inc., 1876, 3e avenue, Val d'Or, Québec, je, soussigné Jean-Luc Corriveau, arpenteur-géomètre, dûment autorisé à pratiquer ma profession dans la province de Québec et résidant à Val d'Or, comté d'Abitibi, me suis rendu dans le canton de Malartic, sur certaines parties des lots et des claims ci-haut mentionnés, pour en établir les limites extérieures du dit territoire minier conformément aux dispositions de la loi des mines du Québec.

J'ai procédé comme suit:

Commençant au coin Sud-Est du lot 64 du rang I (étant le coin Sud-Est du canton de Malartic et Sud-Ouest du canton de Vassan) identifié sur le terrain par un poteau d'arpentage et une borne terminus et désigné par la station 112. De cette dite station 112, une distance de 367,62 mètres mesurée suivant une direction de  $0^{\circ}00'30''$  selon la ligne séparative des cantons de Malartic et Vassan, jusqu'à la station 143;

De ladite station 143 (la station 143 étant le coin Sud Est du territoire minier ci-après décrit), les distances et directions successives suivantes;

- 418,26 mètres ---  $301^{\circ}15'30''$  borné vers le Sud-Ouest par le résidu du lot 64, jusqu'à la station 454;
- 304,10 mètres ---  $301^{\circ}15'30''$  borné vers le Sud-Ouest par le résidu du lot 63, jusqu'à la station 205;
- 305,66 mètres ---  $301^{\circ}15'30''$  borné vers le Sud-Ouest par le résidu du lot 62, jusqu'à la station 204;
- 297,28 mètres ---  $0^{\circ}08'35''$  suivant la ligne séparative des lots 61 et 62, borné à l'Ouest par le lot 61, jusqu'à la station 141;
- 261,69 mètres ---  $90^{\circ}11'05''$  suivant la ligne séparative des rangs I et II, borné au Nord par les lots 61 et 62 du rang II, jusqu'au point 606;
- 260,35 mètres ---  $90^{\circ}11'05''$  suivant la ligne séparative des rangs I et II, borné au Nord par les lots 62 et 63 du rang II, jusqu'au point 607;
- 357,33 mètres ---  $90^{\circ}11'05''$  suivant la ligne séparative des rangs I et II, borné au Nord par les lots 63 et 64 du rang II, jusqu'à la station 140;
- 26,33 mètres ---  $180^{\circ}07'45''$  suivant la ligne séparative des cantons de Malartic et Vassan, borné à l'Est par le lot 1 du rang I du canton de Vassan, jusqu'à la station 217;

  
Officiel Seulement  
Après Dépôt

- 537,94 mètres ---  $180^{\circ}07'45''$  suivant la ligne séparative des cantons de Malartic et Vassan, borné à l'Est par le lot 1 du rang I du canton de Vassan, jusqu'à la station 449;
- 69,13 mètres ---  $180^{\circ}00'30''$  suivant la ligne séparative des cantons de Malartic et Vassan, borné à l'Est par le lot 1 du rang I du canton de Vassan, jusqu'à la station 144;
- 194,49 mètres ---  $180^{\circ}00'30''$  suivant la ligne séparative des cantons de Malartic et Vassan, borné à l'Est par le lot 1 du rang I du canton de Vassan, jusqu'à la station 143 étant le point de départ de la description.

Ce territoire contient en superficie 49,467 hectares.

Toutes les stations mentionnées sont marquées sur le terrain par une borne terminus avec poteau témoin dûment gravés (sauf la station 449).

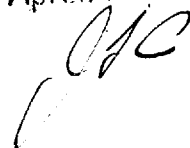
Toutes les directions sont astronomiques par rapport au système de la mine. Relativement au méridien de référence du canton de Malartic, on doit soustraire  $0^{\circ}08'35''$ . Les mesures sont en mètres (SI).

Le tout tel que montré au plan préparé par le soussigné, en date du 17 mai 1988.

En foi de quoi, j'ai dressé le présent procès-verbal à Val d'Or le 17 mai 1988.

Jean-Luc Corriveau  
Arpenteur-géomètre

Officiel Seulement  
Après Dépot



CANADA  
PROVINCE DE QUEBEC  
CIRCONSCRIPTION ELECTORALE D'ABITIBI-EST

CERTIFICAT

Je certifie avoir fait un examen attentif du territoire compris sur une partie des claims numéros 335786-1, 336314-1 et -2, sur les lots 62 @ 64, rang I, canton de Malartic, circonscription électorale d'Abitibi-Est, que j'ai arpenté et n'y avoir rien trouvé qui laisse croire où soupçonner que ces limites puissent devenir l'objet de quelques conflits. Il est à remarquer que nous avons trouvé très peu de poteaux de claims requis, plusieurs poteaux de claims trouvés étaient impossible à identifier n'ayant plus de plaquettes métalliques, le seul poteau retrouvé pour ces 3 claims est situé à quelques cents pieds de l'endroit requis, cependant les présents claims sont situés en territoire arpenté en lots et rangs et les poteaux primitifs des lots ont été retrouvés en nombre suffisant pour bien délimiter le présent terrain.

Préparé à Val d'Or ce dix-septième jour du mois de mai 1988, sous le numéro C-3702/341 de mes minutes.

Jean-Luc Corriveau  
Arpenteur-géomètre

Officiel Seulement  
Après Dépôt



DELIMITATION D'UN TERRITOIRE MINIER

Parties des claims

335786-1 et 336314-1 et -2 sur une partie des lots 62 à 64

Rang I, Canton de Malartic

Circonscription électorale d'Abitibi-Est

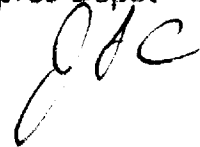
Dossier: 13812/42-A, sec.2

Val d'Or, le 17 mai 1988

---

Jean-Luc Corriveau  
Arpenteur-géomètre

Officiel Seulement  
Après Dépôt



C-3702/341

TABLE DES MATIERES

Rapport d'arpentage	I @ V
Copie authentique du carnet de notes	
- notes de levé de plan	1 @ 14
- notes de rattachements	3 & 4
- observation gyroscopique	15 & 16
- coordonnées rectangulaires	17 & 18
Certificat d'authenticité	19

C-3702/341

Officiel Seulement  
Après Dépôt



Dossier: 13812/42-A, sec.2

RAPPORT D'ARPEMENTAGE

1) Introduction:

Conformément aux instructions particulières du service de l'Arpentage du Ministère de l'Energie et des Ressources en date du 17 mai 1988 et portant le numéro de dossier 13812/42-A, sec.2,\* je me suis rendu sur les lots 62, 63, 64 du rang I, Canton de Malartic et les lots 1, 2, 3 du rang I, Canton de Vassan afin de délimiter deux territoires miniers dans le même mandat.

Aussi même si nous avons confectionnés deux rapports, deux plans et deux carnets de notes pour ces deux territoires ils sont présentés distinctement au dit Ministère (selon leur demande) les rapports d'exécution sont exactement les mêmes ne pouvant logiquement séparer le tout car les travaux terrain s'étant effectués comme un seul travail.

2) Travaux exécutés:

Ces territoires miniers sont détenus par la compagnie Aur Ressources. Ils sont formés respectivement l'un d'une partie des lots 62, 63, 64 du rang I, Canton de Malartic et l'autre d'une partie des lots 1, 2, 3 du rang I, Canton de Vassan le tout tel que spécifié par Keith Boyle, ingénieur en chef de la dite compagnie.

\* voir dossier 12369/38-A, sec.2 et minute C-3839/341 du soussigné

C-3702/341

Officiel Seulement  
Après Dépôt





2) Travaux exécutés: (Suite)

Profitant de la surface gelée de la rivière Keriens au mois de mars, j'ai d'abord débuté mon travail par la localisation des rives de la dite Rivière. Par endroit cette rivière atteint plus de 300 mètres de largeur et traverse les présents territoires sur la majeure partie de leur longueur.

En deuxième lieu, j'ai localisé sommairement quelques limites des installations minières et quelques sections de chemin pour une meilleure représentation des plans des territoires miniers.

A partir des orientations prises sur des points permanents du site de la Mine Norlartic (que je connaissais très bien pour y avoir fait à quelques reprises des observations gyroscopiques) j'ai établi un point dans la ligne sud du territoire minier, du canton Vassan, de là je me suis rendu jusqu'à la ligne séparative des lots 4 et 5 du rang I, Canton Vassan, dont j'avais déjà renouvelé le repère lors d'arpentage pour les propriétaires du lot 5 quelques années auparavant.

J'ai relevé les repères existants dans la ligne séparative des cantons Vassan et Dubuisson et dans la ligne séparative des cantons Malartic et Dubuisson jusqu'à un repère d'arpentage minier existant sur le lot 61 du rang I, canton de Malartic. Cette ligne avait été arpentée pour la dernière fois en partie par les arpenteurs suivants: A. Dumas, a.g. en 1960 (lots 1 à 4, rang I), par G. Boissinot, a.g. en 1964, ainsi que R. Dumont en 1966. Je me suis servi de ce repère soit une tige de fer accompagnée d'un poteau d'arpentage (vieux repères d'arpentage minier 1-A61106 et 4-A61107) pour rétablir la ligne de canton à cet endroit. J'ai aussi retrouvé la borne de fer et butte de pierre de la ligne séparative des cantons Fournière, Dubuisson et Malartic.

C-3702/341

Officiel Seulement

Après Dépôt



2) Travaux exécutés: (Suite)

Tirant nord astronomique (soit parallèle au méridien passant par la ligne centrale du Canton de Malartic) la ligne séparative des lots 61 et 62 du rang I, Canton de Malartic j'ai ainsi établi la limite Ouest d'un territoire minier jusqu'à la ligne séparative des rangs I et II du canton Malartic. J'ai fermé pour mieux contrôler mes orientations sur les points permanents du site "First Canadian" que j'avais moi-même établis l'année précédente dans le même système d'orientation que la mine Norlartic (lieu de départ du présent travail).

Ne trouvant pas de repères entre les lots 61 à 64 du rang II, je me suis alors rendu plus vers l'ouest jusqu'aux limites Est et Ouest du lot 57 du rang II, canton Malartic où j'ai retrouvé des repères existants provenant d'arpentages précédents effectués pour les claims miniers (on a cependant pas pu obtenir des plans officiels montrant ces repères). Il est très difficile de trouver les repères d'arpentage dans cette ligne car le dernier arpentage de J.F.Fafard, a.g., date de l'année 1914 pour ledit rang II.

De l'intersection de la ligne séparative des lots 61 et 62, rang I avec la ligne de front du rang II du canton Malartic, soit le coin Nord-Ouest d'un territoire, j'ai établi la ligne séparative des rangs I et II jusqu'à la ligne séparative des cantons Malartic et Vassan. Je n'avais pas retrouvé le repère d'arpentage à l'intersection de la ligne de front du rang II et des lignes séparatives des cantons Malartic et Vassan mais à l'aide des distances théoriques à partir des repères d'arpentage retrouvés dans le rang I sur la ligne séparative des cantons Malartic et Vassan ainsi que la plaque d'aluminium numéro 2 dans le rang II, j'ai ainsi établi l'intersection des lignes des cantons Malartic, Vassan avec la ligne de front du rang II. Ces repères existants des rangs I et II avaient été placés par l'arpenteur R. Dumont en 1966 (dossier 13812/42-A du Ministère de l'Energie et des Ressources).

C-3702/341

Officiel Seulement  
Après Dépôt

2) Travaux exécutés: (suite)

Par après, par calcul j'ai placé un repère à l'intersection de la ligne séparative des cantons Malartic et Vassan avec la limite Nord du territoire minier compris dans le canton Vassan, à partir de la borne existante séparative des lots 3 et 4 sur la ligne de front du rang I, canton Vassan j'ai établie la limite Est Nord astronomique (soit parallèle au méridien de la ligne centrale du Canton de Vassan). Du coin Nord-Est de ce territoire je suis allé rejoindre un point établi précédemment dans la ligne séparative des cantons Malartic et Vassan, rang I établissant ainsi la limite Nord de ce territoire dans le rang I du canton Vassan.

Ensuite à partir d'un point précédemment implanté dans la limite Sud à partir des points permanents Norlartic, j'ai poursuivi l'établissement de la limite Sud de ces territoires miniers jusqu'à l'intersection de la ligne séparative des lots 61 et 62 du rang I, canton Malartic.

Une borne terminus et un poteau témoin ont été installés à chaque intersection des lignes des lots avec les limites du territoire minier en autant que la topographie le permettait (Rivière Keriens). Les arbres ont été plaqués le long des lignes du contour. Pour ce qui est des lignes de lots de direction Nord, seule la ligne séparative des lots 61 et 62, rang I, du canton Malartic, la ligne séparative des cantons Malartic et Vassan à la hauteur du rang I ainsi que la ligne séparative des lots 3 et 4 du rang I, canton Vassan ont été tracées sur le terrain; les autres intersections des limites des territoires avec les lignes de lots ont été établies par calcul uniquement.

De plus, suite aux instructions du Ministère, j'ai cherché et localisé tous les poteaux de claims concernés que j'ai pu retrouver.

C-3702/341

Officiel Seulement  
Après Dépôt



3) Rattachement:

Etant donné que les limites de ces territoires miniers sont en parties des lignes de lots, de rangs et de cantons, ces dits territoires sont ainsi suffisamment rattachés.

4) Généralités:

Le travail a été exécuté au cours des mois de mars et avril 1988, par deux équipes de deux hommes par une température moyenne de 0°C.

Le sol gelé et les inondations printannières rendaient difficile la recherche des vieux repères d'arpentage dans les lignes de rangs surtout dans la ligne de rang II dont le dernier arpentage avec poteaux de bois uniquement date de 74 ans; mais j'en ai retrouvé assez pour établir ces lignes avec certitude.

Plusieurs chemins publics et carrossables ont rendu l'accès aux territoires relativement facile.

Les mesures des longueurs ont été faites avec 2 télémètres-théodolites de marque Topcon GTS3 et GTS10D (précision en distance (( $\pm 5$ mm) + ( $\pm 5$ ppm)), précision angulaire de 5 sec. d'arc).

Les directions données sont la moyenne de directions constatées en direct et en renversé vérifiées par un angle intérieur à chaque sommet.

En général, les polygones horizontaux donnèrent des fermetures variant de 1/15000 à 1/50000.

Fait et rédigé à Val d'Or, le 17 mai 1988

par:

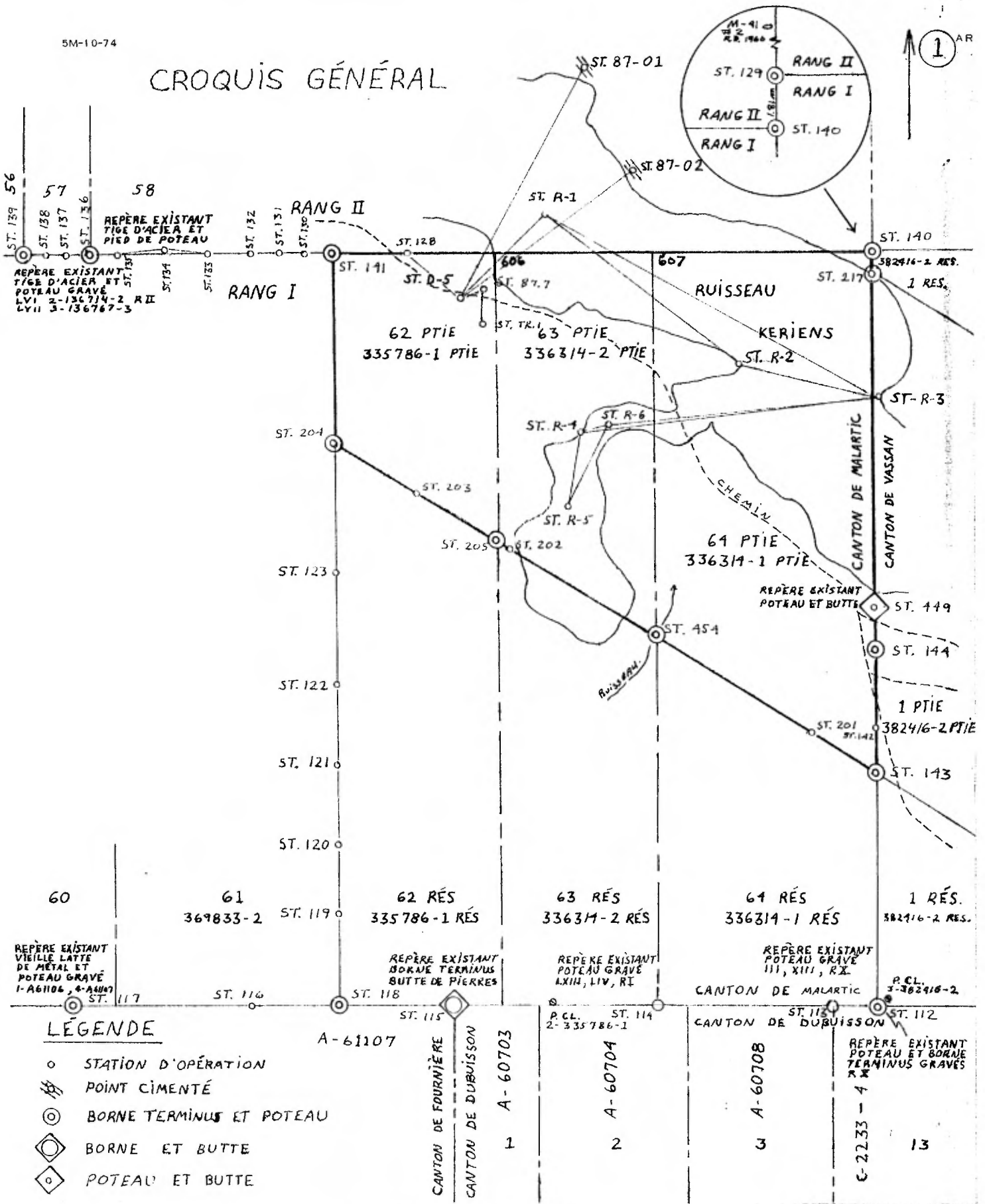
Jean-Luc Corriveau  
Arpenteur-géomètre

Officiel Seulement  
Après Dépôt

C-3702/341



# CROQUIS GÉNÉRAL



## LÉGENDE

- STATION D'OPÉRATION
- ⊗ POINT CIMENTÉ
- ⊙ BORNE TERMINUS ET POTEAU
- ⊕ BORNE ET BUTTE
- ◇ POTEAU ET BUTTE

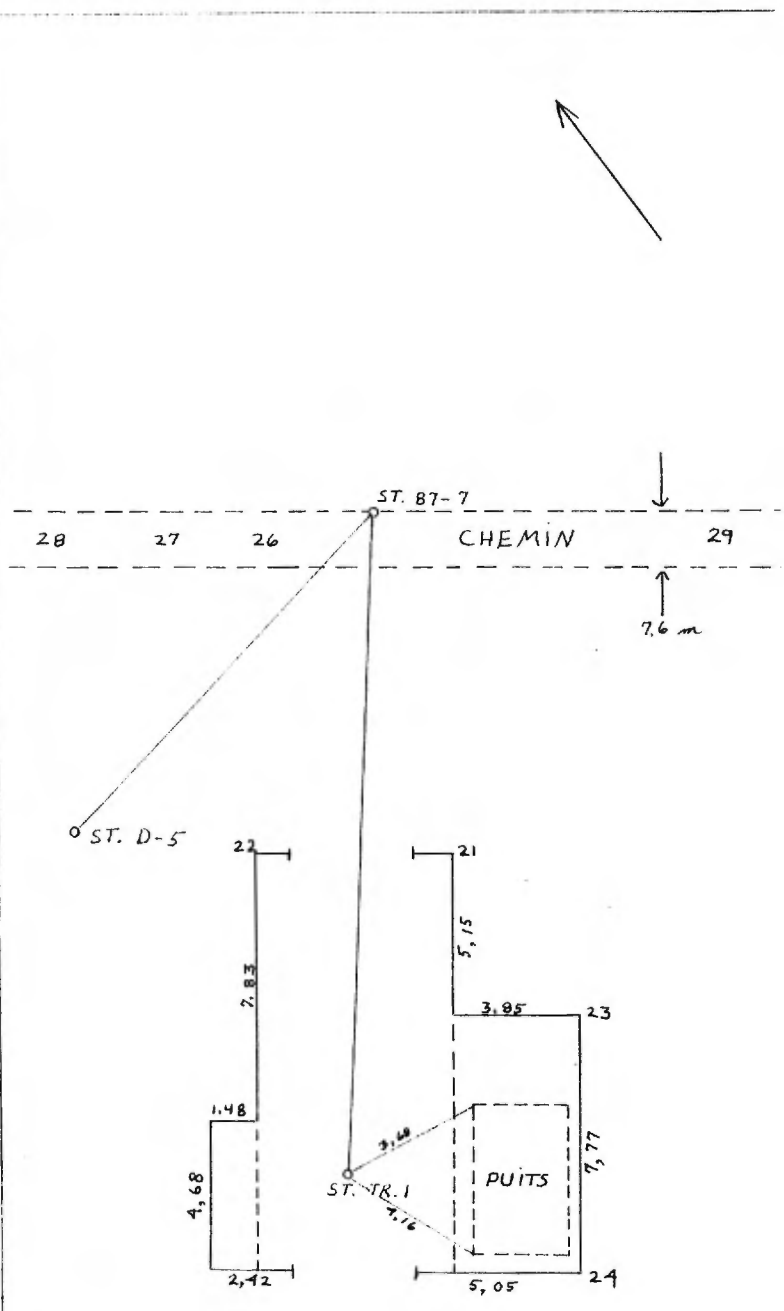
Officiel Seulement  
Après Dépôt

CANTON DE MALARTIC

DISTRICT ÉLECTORAL D'ABITIBI - EST

LEVÉ DE PLAN : INSTALLATION DE LA MINE "FIRST CANADIAN".

STATION		AZIMUT	DISTANCE	
de	à		Mètres	
	ST. TR. 1	220° 48' 33"	51	795
	24	212° 58'	54	53
	23	213° 10' 25"	46	77
	22	226° 36' 55"	43	09
	21	218° 36' 25"	41	89
	29	124° 46'	15	8
	28	290° 49'	83	6
	27	289° 42'	50	8
ST. 87-7	26	206° 12'	3	5
ST. D-5	ST. 87-7	91° 28' 45"	40	477



ST. TR. 1 TROU 1/8" DANS POUTRE D'ACIER DU PLANCHER

Officiel Seulement  
Après Dépôt  
JIC

CANTON de Malartic

DISTRICT ÉLECTORAL Abitibi-Est

LEVÉ DE PLAN Ligne Séparative Canton de Malartic et Vassan. R.I.  
LIMITE EST DU TERRITOIRE.

TEMP. 20 °C

STATION		AZIMUT	DISTANCE		OBSERVATIONS GÉNÉRALES ET CROQUIS
de	à		Mètres		
st. 140	st. 129	0° 07' 45"	1	81	
st. 217	st. 140	0° 07' 45"	2	633	
st. 449	st. 217	0° 07' 45"	5	3794	
st. 144	st. 449	0° 00' 30"	6	913	
st. 143	st. 144	0° 00' 30"	1	9449	
st. 112	st. 143	0° 00' 30"	3	6762	

CANTON DE Ruisseau Keriens  
MALARTIC

CANTON DE VASSAN

CANTON DE DUBUISSON

Officiel Seulement  
Après Dépôt

JTC

4

CANTON de Malartic

DISTRICT ÉLECTORAL Abitibi-Est

LEVÉ DE PLAN Ligne Séparative RI, RII Limite Nord du Territoire TEMP. 20 °C

STATION		AZIMUT	DISTANCE		OBSERVATIONS GÉNÉRALES ET CROQUIS
de	à		Mètres		
st. 138	st. 139	270°14'34"	1 0 6 4 8		
st. 137	st. 138	270°32'49"	9 1 2 3		
st. 136	st. 137	269°54'08"	6 3 8 7		
st. 135	st. 136	269°37'07"	4 2 6 1		
st. 134	st. 135	269°45'07"	1 1 0 9 3		
st. 133	st. 134	271°12'32"	8 3 2 6		
st. 132	st. 133	270°02'12"	3 0 6 7 2		
st. 131	st. 132	269°35'37"	1 1 0 5 0		
st. 130	st. 131	270°18'52"	1 2 7 3 6		
st. 141	st. 130	270°30'20"	2 6 0 4 3		
st. 128	st. 141	270°05'43"	1 7 4 4 3		
st. 140	st. 128	270°12'25"	7 0 4 9 3		

Officiel Seulement  
Après Dépôt



CANTON DE MALARTIC DISTRICT ÉLECTORAL ABITIBI - EST

LEVÉ DE PLAN LIGNE SÉPARATIVE LOT 61, 62 RANG I TEMP. 20 °C  
 LIMITE OUEST DU TERRITOIRE.

STATION		AZIMUT	DISTANCE		OBSERVATIONS GÉNÉRALES ET CROQUIS
de	à		Mètres		
ST. 204	ST. 141	0° 08' 35"	297	28	<p>VOIR CROQUIS GÉNÉRAL PAGE 1</p>
ST. 123	ST. 204	0° 06' 38"	183	54	
ST. 122	ST. 123	0° 07' 20"	181	61	
ST. 121	ST. 122	0° 07' 20"	206	19	
ST. 120	ST. 121	0° 07' 20"	110	83	
ST. 119	ST. 120	0° 07' 20"	76	97	
ST. 118	ST. 119	0° 16' 05"	143	42	

CANTON DE MALARTIC  
 CANTON DE FOURNIÈRE

Officiel Seulement  
 Après Dépôt

*J/C*

CANTON DE MALARTIC

DISTRICT ÉLECTORAL ABITIBI - EST

LEVÉ DE PLAN

LOT 62 PTIE, 63 PTIE, 64 PTIE RANG I  
 LIMITE SUD-OUEST DU TERRITOIRE

TEMP. 20 °C

STATION		AZIMUT	DISTANCE		OBSERVATIONS GÉNÉRALES ET CROQUIS
de	à		Mètres		
ST. 203	ST. 204	301° 15' 46"	1 6 3 9 5		<p>VOIR CROQUIS GENERAL PAGE 1</p>
ST. 205	ST. 203	301° 15' 12"	1 4 1 7 1		
ST. 202	ST. 205	301° 16' 54"	1 3 9 6		
ST. 454	ST. 202	301° 15' 26"	2 9 0 1 4		
ST. 201	ST. 454	301° 15' 22"	3 4 3 3 5		
ST. 143	ST. 201	301° 16' 08"	7 4 9 1		
ST. 112	ST. 143	0° 00' 30"	3 6 7 6 2		

Officiel Seulement  
 Après Dépôt.

CANTON DE MALARTIC

DISTRICT ÉLECTORAL ABITIBI - EST

LEVÉ DE PLAN LIGNE SÉPARATIVE

CANTON DE DUBUISSON ET MALARTIC TEMP. 20 °C  
 CANTON DE FOURNIÈRE ET MALARTIC

STATION		AZIMUT	DISTANCE		OBSERVATIONS GÉNÉRALES ET CROQUIS
de	à		Mètres		
ST. 116	ST. 117	270° 09' 14"	1 3 1 9 8		
ST. 118	ST. 116	269° 55' 48"	1 5 6 0 1		
ST. 115	ST. 118	269° 55' 46"	1 9 3 2 9		
ST. 114	ST. 115	269° 52' 01"	3 2 8 7 5		
ST. 113	ST. 114	269° 53' 20"	3 2 2 2 1		
ST. 112	ST. 113	270° 12' 57"	3 6 7 4		

Officiel Seulement  
 Après Déposé  
 JDC

8

CANTON DE MALARTIC

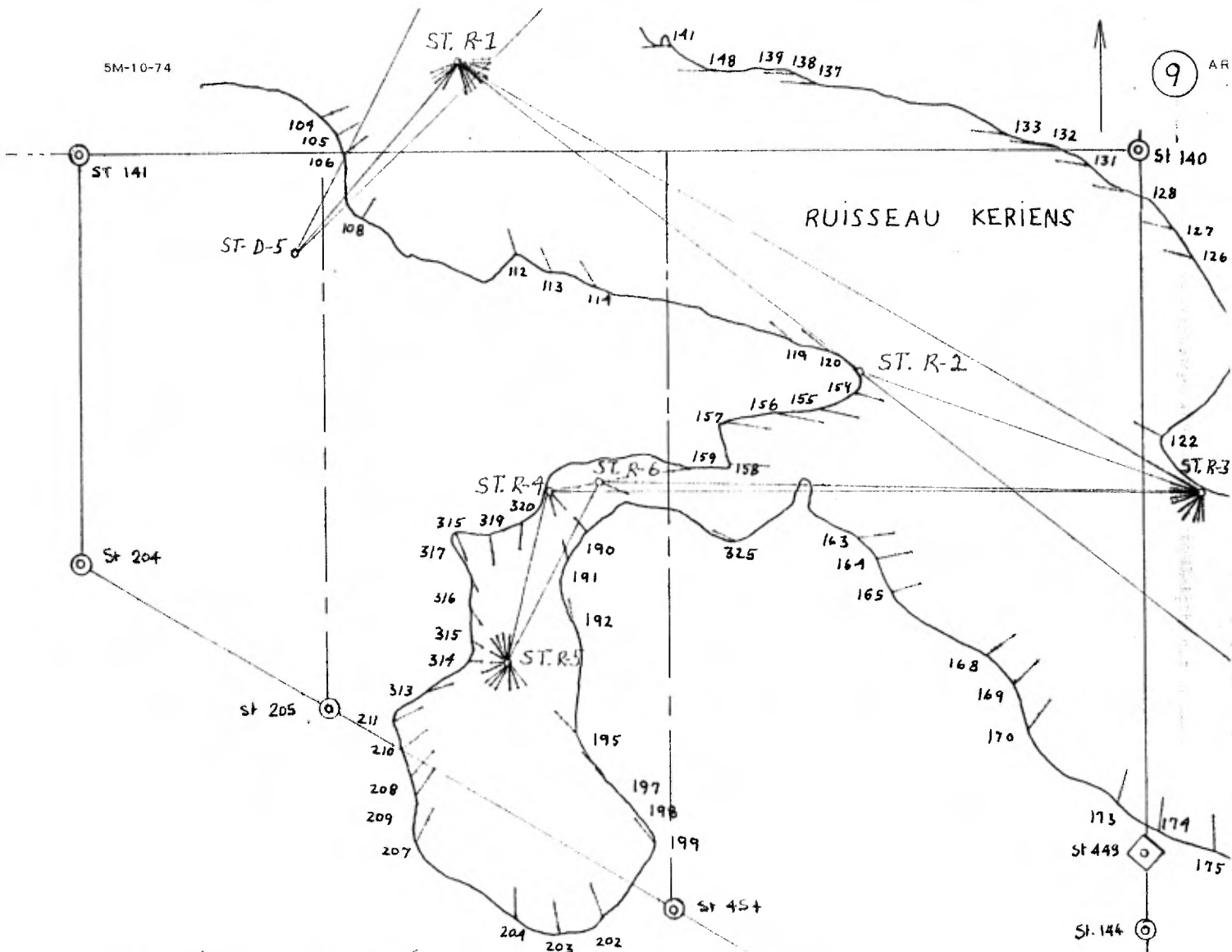
DISTRICT ÉLECTORAL ABITIBI-EST

LEVÉ DE PLAN DU PÉRIMÈTRE ET DU POLYGONE DE RELEVÉ TEMP. 20 °C  
DU RUISSEAU KERIENS

STATION		AZIMUT	DISTANCE		OBSERVATIONS GÉNÉRALES ET CROQUIS
de	à		Mètres		
ST. R-5	ST. R-6	26° 59' 20"	1 6 1 4 1		
ST. R-4	ST. R-5	192° 24' 30"	1 4 1 2 8		
ST. R-3	ST. R-4	270° 58' 30"	5 1 9 2 0		
	ST. R-3	120° 51'	6 7 8 3 2		
ST. R-1	ST. R-2	128° 31' 45"	3 9 9 0 8		
ST. D-5	ST. R-1	10° 21'	1 9 8 3 9		
					VOIR CROQUIS DU RUISSEAU PAGE 9
ST. 204	ST. 141	0° 08' 35"	2 9 7 2 8		
ST. 205	ST. 204	301° 15' 30"	3 0 5 6 6		
ST. 454	ST. 205	301° 15' 30"	3 0 4 1 0		
ST. 143	ST. 454	301° 15' 30"	4 1 8 2 6		
ST. 144	ST. 143	180° 00' 30"	1 9 1 4 9		
ST. 449	ST. 144	180° 00' 30"	6 9 1 3		
ST. 217	ST. 449	180° 07' 45"	5 3 7 9 4		
ST. 140	ST. 217	180° 07' 45"	2 6 3 3		
ST. 141	ST. 140	90° 11' 05"	8 7 9 3 6		
					VOIR CROQUIS GÉNÉRAL PAGE 1

Officiel Seulement  
Après Dépôt

J/C



CROQUIS DU RELEVÉ  
DU RIVAGE DU RUISSEAU KERIENS

LÉGENDE

- ◊ POTEAU ET BUTTE
- ⊙ BORNE TERMINUS ET POTEAU
- STATION D'OPÉRATION

Officiel Seulement  
Après Dépôt

*JAC*

10-74 (10)

ARP. 6

Officiel Seulement  
Après Dépôt

J/C

CANTON de MALARTIC

DISTRICT ÉLECTORAL ABITIBI - EST

LEVÉ DE PLAN LOT 62 PTIE, 63 PTIE, 64 PTIE RANG I,  
RELEVÉ DU RUISSEAU KERIENS

TEMP. 20 °C

STATION		AZIMUT	DISTANCE		OBSERVATIONS GÉNÉRALES ET CROQUIS
de	à		Mètres		
		140	91°42'	190	7
		139	91°49'	226	8
		138	92°00'	259	6
		137	93°58'	286	7
		136	94°06'	320	2
		135	95°33'	352	9
		134	95°31'	388	6
		133	97°16'	421	4
		132	98°32'	454	0
		131	99°20'	485	1
		130	100°54'	514	1
		129	101°39'	546	1
		128	103°39'	572	3
		127	105°55'	596	2
		126	107°57'	616	6
		125	110°17'	639	4
		124	113°33'	647	3
		123	116°40'	636	6
		122	119°09'	622	1
		121	120°38'	644	3
		120	128°42'	372	1
		119	130°46'	342	7
		118	133°00'	311	5
		117	135°28'	280	9
		116	139°17'	253	6
		115	144°00'	229	2
		114	150°13'	205	7
		113	156°16'	179	8
		112	164°31'	159	6
		111	174°07'	176	5
		110	184°10'	161	8
		109	194°04'	161	3
		108	207°20'	145	2
		107	219°56'	141	3
		106	228°29'	117	0
		105	243°00'	108	7
		104	251°39'	117	0
ST. R-1	ST. R-2	128°31'45"	399	08	

RELEVÉ DU RIVAGE  
DU RUISSEAU KERIENS

VOIR CROQUIS PAGE 9

Officiel Seulement  
Après Dépôt

JTC

12

CANTON

de MALARTIC

DISTRICT ÉLECTORAL

ABITIBI - EST

LEVÉ DE PLAN

LOT 62 Ptie, 63 Ptie, 64 Ptie RANG I  
RELEVÉ DU RUISSEAU KERIENS

TEMP. 20 °C

STATION		AZIMUT	DISTANCE		OBSERVATIONS GÉNÉRALES ET CROQUIS
de	à		Mètres		
	177	172°27'	290	7	
	176	178°30'	289	9	
	175	184°28'	283	2	
	174	190°44'	272	1	
	173	198°13'	256	1	
	172	205°12'	254	8	
	171	212°42'	251	0	
	170	219°07'	233	5	
	169	226°07'	217	1	
	168	233°26'	214	6	
	167	240°01'	230	4	
	166	247°19'	248	3	
	165	254°17'	261	9	
	164	259°36'	267	6	
	163	264°24'	288	4	
	162	267°57'	313	9	
	161	267°31'	330	6	
	160	267°44'	404	9	
	159	273°25'	402	6	
	158	273°20'	373	7	
	157	278°49'	386	3	
	156	280°24'	357	5	
	155	282°20'	329	3	
	154	284°37'	300	5	
	153	289°56'	286	1	
ST. R-3	ST. R-2	290°09'50"	287	8	
	152	347°39'	207	2	
	151	355°34'	202	6	
	150	05°24'	214	6	
	149	13°10'	208	9	
	148	20°34'	204	8	
	147	25°43'	180	4	
	146	24°57'	152	9	
	145	34°41'	142	6	
	144	48°27'	134	5	
	143	62°57'	140	5	
	142	76°03'	142	2	
ST. R-1	141	86°21'	161	3	

RELEVÉ DU RIVAGE  
DU RUISSEAU KERIENS

VOIR CROQUIS PAGE 9

Officiel Seulement  
Après Dépôt



CANTON de MALARTIC

DISTRICT ÉLECTORAL Abitibi - Est

LEVÉ DE PLAN Lot 63 PTIE, 64 PTIE RANG I,  
RELEVÉ DU RUISSEAU KERIENS

TEMP. 20 °C

STATION		AZIMUT	DISTANCE		OBSERVATIONS GÉNÉRALES ET CROQUIS
de	à		Mètres		
		320	5°57'	112	7
		319	352°31'	102	6
		318	336°59'	109	3
		317	335°06'	99	8
		316	335°31'	62	0
		315	317°32'	37	5
		314	275°47'	27	0
		313	252°34'	52	7
		312	251°55'	76	5
		211	244°22'	98	4
		210	231°56'	107	3
		209	219°23'	120	9
		208	210°03'	138	6
		207	205°55'	165	4
		206	197°11'	181	2
		205	187°52'	188	8
		204	180°23'	206	0
		203	172°52'	220	1
		202	165°03'	222	8
		201	157°44'	214	2
		200	150°12'	200	4
		199	141°55'	186	8
		198	142°30'	155	2
		197	141°23'	124	1
ST. R-5	ST. R-4		12°24'30"	141	28
		196	172°22'	212	7
		195	173°38'	202	1
		194	170°53'	168	8
		193	168°27'	137	2
		192	169°03'	109	1
		191	170°31'	78	5
		190	162°51'	61	1
		189	133°50'	51	6
		188	101°56'	63	6
		187	100°21'	91	6
		186	102°30'	171	6
		185	99°48'	175	8
		184	101°21'	173	1
		183	99°44'	175	7
ST. R-4	ST. R-3		90°58'30"	519	2

RELEVÉ DU RIVAGE  
DU RUISSEAU KERIENS  
VOIR CROQUIS PAGE 9

Officiel Seulement  
Après Dépôt

JHC

14

CANTON de MALARTIC

DISTRICT ÉLECTORAL ABITIBI - EST

LEVÉ DE PLAN LOT 63 PTIE, 64 PTIE RANG 1  
RELEVÉ DU RUISSEAU KERIENS

TEMP. 20 °C

STATION		AZIMUT	DISTANCE		OBSERVATIONS GÉNÉRALES ET CROQUIS
de	à		Mètres		
	328	95°58'	164	7	RELEVÉ DU RIVAGE DU RUISSEAU KERIENS VOIR CROQUIS PAGE 9
	327	90°27'	159	7	
	326	96°31'	155	0	
	325	115°01'	103	3	
ST. R-0	ST. R-5	206°59'20"	161	4	
	324	33°27'	195	4	
	323	26°30'	180	0	
	322	17°46'	164	1	
ST. R-5	321	12°46'	139	2	

Officiel Seulement  
Après Dépôt

J/C

CANTON de VASSAN  
LOT 2 RANG I

DISTRICT ELECTORAL  
ABITIBI-EST

Gyroscope						(Passages)			N° 1		
Theodolite No. Wild T2E (179770)			Convertisseur No. GKK3 (11512)			Observateur N.B.					
Gyroscope No. Wild GAKI (11349)			Batterie GKB2 D12v externe D			Date 25/9/87					
Lecture 0. cercle N°		Moments des passages	Temps à gauche + à droite	Différence des temps 1	Déviation à gauche/ à droite (Dg+Dd) / 2	Ampli- tude = c moy.	CALCULS				
N = c x t							Station	P. J. O	Signal P	Signal P. I	
N = N' + N		1	2	3	4	5	6	Signal	Position DI	184 15 37	115 42 53
								Signal	Position RI	4 15 50	295 43 09
								Signa	Position RF	4 15 47	295 43 08
								Signa	Position DF	184 15 38	115 42 54
								Signa	moenne M	184 15 45	115 43 01
								Orientation au gyrc	-N	360 02 55	360 02 55
								Correction	+ E	- 00 15	- 00 15
								Azmut peg	A	184 12 35	115 39 51
								Convergence des méridiens * 2		+ 03 20	+ 03 20
								Gisement	1	184 15 55	115 43 11
								Remarques * CORRECTION POUR ÊTRE DANS LE SYSTÈME DES MINES NORLARTIC ET FIRST CANADIAN.			
								c = 0.046' / sec à latitude 45° Nord			

$\Delta N_i = 0.046' / \text{sec} \times \Delta t_i \times 0 \text{ moy}$

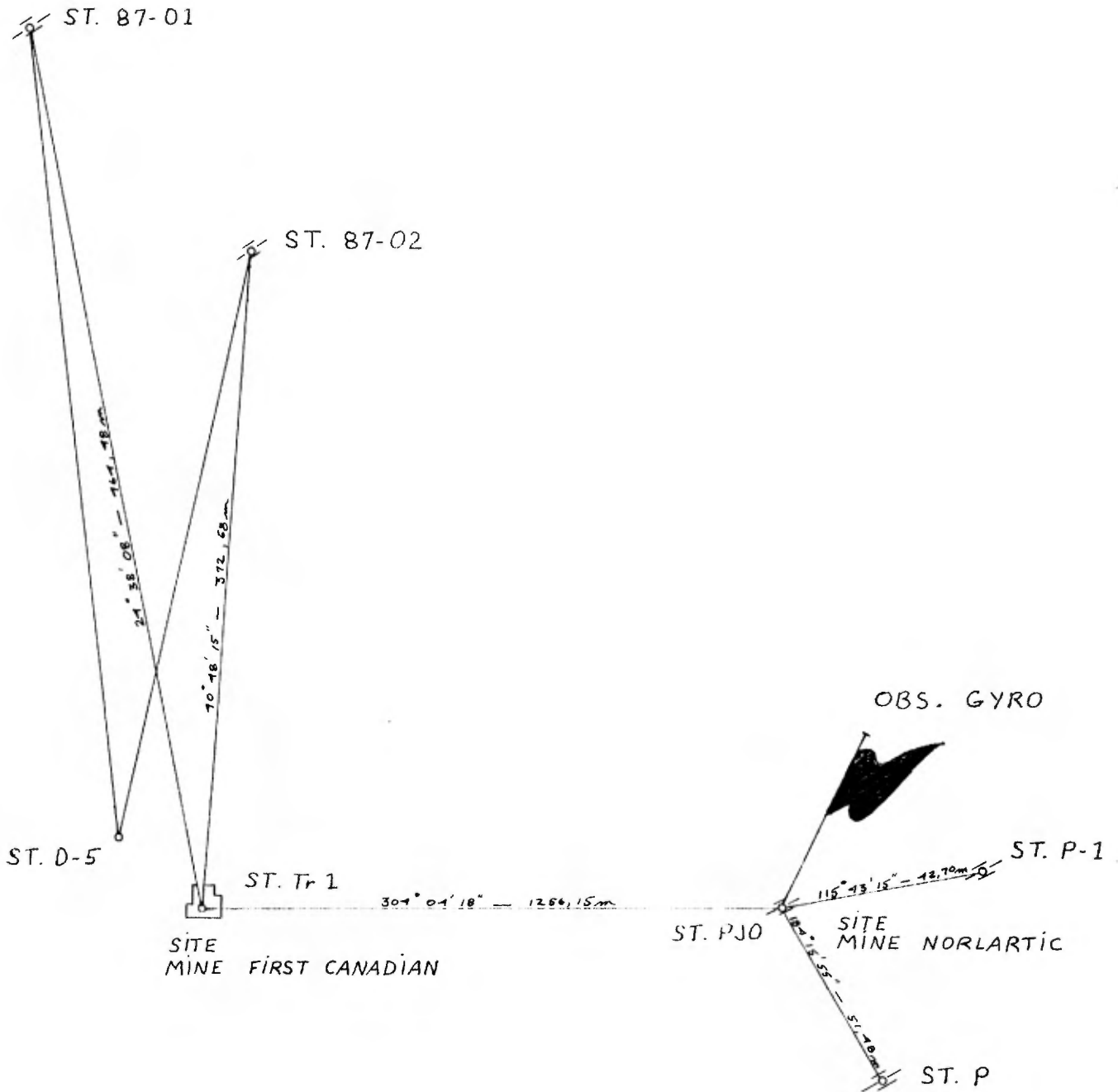
NORMES D'EXECUTION

- Préorientation à (±) 10 minutes.
- "a"  $\angle$  15 intervalles à gauche ou à droite.
- Vitesse du repère  $\Delta$  6 sec. (5iers inter.),  $\Delta$  8 sec. (10ième inter.).
- Maximum précision avec 4 ou 5 passages
- $\Delta t \angle$  30sec  $\rightarrow$  i.e. si "b" = (±) 10 inter,  $\Delta N \angle$  15 minutes.
- "c" bon pour (±) 10 à 14 inter et  $\angle$  15 minutes ( $\Delta N$ ).

Officiel Seulement  
Après Dépôt  
*JFC*

16

# CROQUIS



Officiel Seulement  
Après Dépôt

*JTC*

88.08.22 LCI COMPUTER 1000

## CLASSEMENT

## TABLEAU DE COORDONNEES RECTANGULAIRES PLANES: PERIMETRE.

DE	A	AZIMUT	DIST. HOR.	(Y)NORD	(X)EST
st. 141	St. 141			1761.3247	1833.1530
606	606	90.1105	261.6862	1760.4810	2094.8378
607	607	90.1105	260.3460	1759.6416	2355.1825
St. 140	St. 140	90.1105	357.3272	1758.4898	2712.5078
st. 217	st. 217	180.0745	26.3261	1732.1638	2712.4484
st. 449	st. 449	180.0745	537.9388	1194.2267	2711.2356
st. 144	st. 144	180.0030	69.1250	1125.1011	2711.2255
st. 144	st. 143	180.0030	194.4939	930.6072	2711.1969
st. 143	st. 454	301.1530	418.2584	1147.6404	2352.6544
st. 454	st. 205	301.1530	304.0966	1305.4354	2093.7016
st. 205	st. 204	301.1530	305.6619	1464.0426	1832.4107
st. 204	st. 141	0.0835	297.2830	1761.3247	1833.1530

SUPERFICIE

49,46 hectares

N.B. le système de coordonnées est basé sur le repère permanent  
 PJO: ( 938,276mN ; 3098,466mE ) et l'orientation entre  
 PJO → P : 184°15'55", au site de la mine Norlartic.

Officiel Seulement  
 Après Dépôt

JAC



CERTIFICAT D'AUTHENTICITE

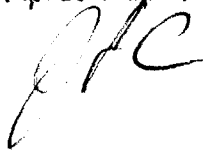
Je, soussigné, certifie par la présente que les notes d'arpentage de ce carnet d'opération sont conformes aux notes originales conservée dans mon greffe.

Val d'Or, le 17 mai 1988

---

Jean-Luc Corriveau  
Arpenteur-géomètre

Officiel Seulement  
Après Dépôt



C-3702/341

## JEAN-LUC CORRIVEAU & ASSOCIES

Arpenteurs géomètres  
Québec Land Surveyors

Val d'Or, le 28 juin 1988

Monsieur Gérard Tanguay, a.g.  
Service de l'Arpentage  
Ministère de l'Energie et des Ressources  
200B, Chemin Ste-Foy  
Québec (Qc)  
G1R 4X7

Re: Arpentage d'un bail minier, rang I,  
canton de Vassan, district électoral  
d'Abitibi-Est

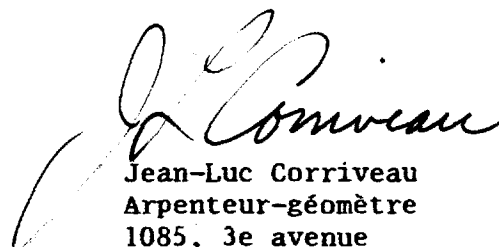
---

Votre dossier: 12369/38-A, sec. 2

Cher confrère,

Vous trouverez, ci-annexés, le cahier contenant le plan sur toile, un carnet d'opérations avec rapport, le procès-verbal d'opérations, le certificat selon la Loi des Mines et les calculs de superficie concernant l'arpentage d'un bail minier dans le canton de Vassan.

Espérant le tout à votre entière satisfaction, veuillez agréer, cher confrère, mes sincères salutations.



Jean-Luc Corriveau  
Arpenteur-géomètre  
1085, 3e avenue  
Val d'Or (Qc)  
J9P 1T5

JLC/gf

- Annexes

C-3839/341



CANADA

PROVINCE DE QUEBEC

CIRCONSCRIPTION ELECTORALE D'ABITIBI-EST

PROCES-VERBAL, de l'arpentage d'un territoire minier formé d'une partie des lots 1, 2 et 3, du rang I, du canton de Vassan, comté d'Abitibi et couvert par une partie des claims 382416-1 et -2 et 382428-2.

-----0-----0-----0-----0-----0-----0-----0-----0-----


A la réquisition de la compagnie Aur Ressources Inc., 1876, 3e avenue, Val d'Or, Québec, je, soussigné Jean-Luc Corriveau, arpenteur-géomètre, dûment autorisé à pratiquer ma profession dans la province de Québec et résidant à Val d'Or, comté d'Abitibi, me suis rendu dans le canton de Vassan, sur certaines parties des lots et des claims ci-haut mentionnés, pour en établir les limites extérieures du dit territoire minier conformément aux dispositions de la loi des mines du Québec.

J'ai procédé comme suit:

Commençant au coin Sud-Ouest du lot 1 du rang I (étant le coin Sud-Ouest du canton de Vassan et Sud-Est du canton de Malartic) identifié sur le terrain par un poteau d'arpentage et une borne terminus et désigné par la station 112. De cette dite station 112, une distance de 367,62 mètres mesurée suivant une direction de  $0^{\circ}00'30''$  selon la ligne séparative des cantons de Vassan et Malartic, jusqu'à la station 143;

De ladite station 143 (la station 143 étant le coin Sud Ouest du territoire minier ci-après décrit), les distances et directions successives suivantes;

- 194,49 mètres ---  $00^{\circ}00'30''$  suivant la ligne séparative des cantons de Vassan et Malartic, borné à l'Ouest par le lot 64 du rang I du canton de Malartic, jusqu'à la station 144;
- 69,13 mètres ---  $00^{\circ}00'30''$  suivant la ligne séparative des cantons de Vassan et Malartic, borné à l'Ouest par le lot 64 du rang I du canton de Malartic, jusqu'à la station 449;
- 537,94 mètres ---  $0^{\circ}07'45''$  suivant la ligne séparative des cantons de Vassan et Malartic, borné à l'Ouest par le lot 64 du rang I du canton de Malartic, jusqu'à la station 217;
- 277,07 mètres ---  $121^{\circ}15'30''$  borné vers le Nord-Ouest par un résidu du lot 1, jusqu'à la station 510;
- 306,23 mètres ---  $121^{\circ}15'30''$  borné vers le Nord-Ouest par un résidu du lot 2, jusqu'à la station 511;
- 306,88 mètres ---  $121^{\circ}15'30''$  borné vers le Nord-Ouest par une résidu du lot 3, jusqu'à la station 215;
- 422,32 mètres ---  $179^{\circ}58'30''$  suivant la ligne séparative des lots 3 et 4, borné à l'Est par le lot 4, jusqu'à la station 209;
- 282,76 mètres ---  $179^{\circ}58'30''$  suivant la ligne séparative des lots 3 et 4, borné à l'Est par le lot 4, jusqu'à la station 109;

  
Officier Seulement  
Après Dépôt

- 159,86 mètres ---  $269^{\circ}51'40''$  suivant la ligne séparative des cantons de Vassan et Dubuisson, borné au Sud par le lot 13 du rang X du canton de Dubuisson, jusqu'à la station 110;
- 119,83 mètres ---  $301^{\circ}15'30''$  borné vers le Sud-Ouest par un résidu du lot 3, jusqu'à la station 207;
- 306,23 mètres ---  $301^{\circ}15'30''$  borné vers le Sud-Ouest par un résidu du lot 2, jusqu'à la station 507;
- 278,94 mètres ---  $301^{\circ}15'30''$  borné vers le Sud-Ouest par un résidu du lot 1, jusqu'à la station 143, étant le point de départ de la description du territoire minier.

Ce territoire contient en superficie 60,353 hectares.

Toutes les stations mentionnées sont marquées sur le terrain par une borne terminus avec poteau témoin dûment gravés (sauf la station 449).

Toutes les directions sont astronomiques par rapport au système de la mine. Relativement au méridien de référence du canton de Vassan, on doit soustraire  $0^{\circ}01'30''$ . Les mesures sont en mètres (SI).

Le tout tel que montré au plan préparé par le soussigné, en date du 17 mai 1988.

En foi de quoi, j'ai dressé le présent procès-verbal à Val d'Or le 17 mai 1988.

Jean-Luc Corriveau  
Arpenteur-géomètre

Officiel Seulement  
Après Dépôt



CANADA  
PROVINCE DE QUEBEC  
CIRCONSCRIPTION ELECTORALE D'ABITIBI-EST

CERTIFICAT

Je certifie avoir fait un examen attentif du terrain compris sur une partie des claims numéro 382416-1, 382416-2, 382428-2, dans le rang I, canton de Vassan, circonscription électorale d'Abitibi-Est, que j'ai arpenté et n'y avoir rien trouvé qui laisse croire ou soupçonner que ces claims puissent devenir l'objet de quelques conflits. Il est à remarquer que nous n'avons pas tous trouvés les poteaux de claims requis, de plus certains de ces poteaux sont situés à plusieurs centaines de pieds des endroits requis, cependant les présents claims sont situés en territoire arpenté en lots et rangs et les bornes primitives des lots ont été trouvées en nombre suffisant pour bien délimiter le présent terrain.

Préparé à Val d'Or, ce dix-septième jour du mois de mai 1988, sous le numéro C-3839/341 de mes minutes.

Jean-Luc Corriveau  
Arpenteur-géomètre

Officiel Seulement  
Après Dépôt

*JLC*

DELIMITATION D'UN TERRITOIRE MINIER

Parties des claims

382416-1 et -2 et 382428-2 sur une partie des lots 1 à 3

Rang I, Canton de Vassar

Circonscription électorale d'Abitibi-Est

Dossier: 12369/38-A, sec.2

Val d'Or, le 17 mai 1988

---

Jean-Luc Corriveau  
Arpenteur-géomètre

Officiel Seulement  
Après Dépôt



C-3839/341

TABLE DES MATIERES

Rapport d'arpentage	I @ V
Copie authentique du carnet de notes	
- notes de levé de plan	1 @ 14
- notes de rattachements	3 & 4
- observation gyroskopique	15 & 16
- coordonnées rectangulaires	17 & 18
Certificat d'authenticité	19

Officiel Seulement  
Après Dépôt

*J/C*

C-3839/341

Dossier: 12369/38-A, sec.2

RAPPORT D'ARPENTAGE

1) Introduction:

Conformément aux instructions particulières du service de l'Arpentage du Ministère de l'Energie et des Ressources en date du 17 mai 1988 et portant le numéro de dossier 12369/38-A, sec.2,\* je me suis rendu sur les lots 62, 63, 64 du rang I, Canton de Malartic et les lots 1, 2, 3 du rang I, Canton de Vassan afin de délimiter deux territoires miniers dans le même mandat.

Aussi même si nous avons confectionnés deux rapports, deux plans et deux carnets de notes pour ces deux territoires ils sont présentés distinctement au dit Ministère (selon leur demande) les rapports d'exécution sont exactement les mêmes ne pouvant logiquement séparer le tout car les travaux terrain s'étant effectués comme un seul travail.

2) Travaux exécutés:

Ces territoires miniers sont détenus par la compagnie Aur Ressources. Ils sont formés respectivement l'un d'une partie des lots 62, 63, 64 du rang I, Canton de Malartic et l'autre d'une partie des lots 1, 2, 3 du rang I, Canton de Vassan le tout tel que spécifié par Keith Boyle, ingénieur en chef de la dite compagnie.

\* voir dossier 13812/42-A, sec.2 et minute C-3702/341 du soussigné

C-3839/341

Officiel Seulement

Après Dépôt

JTC

2) Travaux exécutés: (Suite)

Profitant de la surface gelée de la rivière Keriens au mois de mars, j'ai d'abord débuté mon travail par la localisation des rives de la dite Rivière. Par endroit cette rivière atteint plus de 300 mètres de largeur et traverse les présents territoires sur la majeure partie de leur longueur.

En deuxième lieu, j'ai localisé sommairement quelques limites des installations minières et quelques sections de chemin pour une meilleure représentation des plans des territoires miniers.

A partir des orientations prises sur des points permanents du site de la Mine Norlartic (que je connaissais très bien pour y avoir fait à quelques reprises des observations gyroscopiques) j'ai établi un point dans la ligne sud du territoire minier, du canton Vassan, de là je me suis rendu jusqu'à la ligne séparative des lots 4 et 5 du rang I, Canton Vassan, dont j'avais déjà renouvelé le repère lors d'arpentage pour les propriétaires du lot 5 quelques années auparavant.

J'ai relevé les repères existants dans la ligne séparative des cantons Vassan et Dubuisson et dans la ligne séparative des cantons Malartic et Dubuisson jusqu'à un repère d'arpentage minier existant sur le lot 61 du rang I, canton de Malartic. Cette ligne avait été arpentée pour la dernière fois en partie par les arpenteurs suivants: A. Dumas, a.g. en 1960 (lots 1 à 4, rang I), par G. Boissinot, a.g. en 1964, ainsi que R. Dumont en 1966. Je me suis servi de ce repère soit une tige de fer accompagnée d'un poteau d'arpentage (vieux repères d'arpentage minier 1-A61106 et 4-A61107) pour rétablir la ligne de canton à cet endroit. J'ai aussi retrouvé la borne de fer et butte de pierre de la ligne séparative des cantons Fournière, Dubuisson et Malartic.

Officiel Seulement  
Après Dépôt



C-3839/341

2) Travaux exécutés: (Suite)

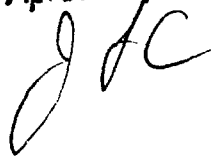
Tirant nord astronomique (soit parallèle au méridien passant par la ligne centrale du Canton de Malartic) la ligne séparative des lots 61 et 62 du rang I, Canton de Malartic j'ai ainsi établi la limite Ouest d'un territoire minier jusqu'à la ligne séparative des rangs I et II du canton Malartic. J'ai fermé pour mieux contrôler mes orientations sur les points permanents du site "First Canadian" que j'avais moi-même établis l'année précédente dans le même système d'orientation que la mine Norlartic (lieu de départ du présent travail).

Ne trouvant pas de repères entre les lots 61 à 64 du rang II, je me suis alors rendu plus vers l'ouest jusqu'aux limites Est et Ouest du lot 57 du rang II, canton Malartic où j'ai retrouvé des repères existants provenant d'arpentages précédents effectués pour les claims miniers (on a cependant pas pu obtenir des plans officiels montrant ces repères). Il est très difficile de trouver les repères d'arpentage dans cette ligne car le dernier arpentage de J.F.Fafard, a.g., date de l'année 1914 pour ledit rang II.

De l'intersection de la ligne séparative des lots 61 et 62, rang I avec la ligne de front du rang II du canton Malartic, soit le coin Nord-Ouest d'un territoire, j'ai établi la ligne séparative des rangs I et II jusqu'à la ligne séparative des cantons Malartic et Vassan. Je n'avais pas retrouvé le repère d'arpentage à l'intersection de la ligne de front du rang II et des lignes séparatives des cantons Malartic et Vassan mais à l'aide des distances théoriques à partir des repères d'arpentage retrouvés dans le rang I sur la ligne séparative des cantons Malartic et Vassan ainsi que la plaque d'aluminium numéro 2 dans le rang II, j'ai ainsi établi l'intersection des lignes des cantons Malartic, Vassan avec la ligne de front du rang II. Ces repères existants des rangs I et II avaient été placés par l'arpenteur R. Dumont en 1966 (dossier 13812/42-A du Ministère de l'Energie et des Ressources).

C-3839/341

Officiel Seulement  
Après Dépôt





2) Travaux exécutés: (suite)

Par après, par calcul j'ai placé un repère à l'intersection de la ligne séparative des cantons Malartic et Vassan avec la limite Nord du territoire minier compris dans le canton Vassan, à partir de la borne existante séparative des lots 3 et 4 sur la ligne de front du rang I, canton Vassan j'ai établie la limite Est Nord astronomique (soit parallèle au méridien de la ligne centrale du Canton de Vassan). Du coin Nord-Est de ce territoire je suis allé rejoindre un point établi précédemment dans la ligne séparative des cantons Malartic et Vassan, rang I établissant ainsi la limite Nord de ce territoire dans le rang I du canton Vassan.

Ensuite à partir d'un point précédemment implanté dans la limite Sud à partir des points permanents Norlartic, j'ai poursuivi l'établissement de la limite Sud de ces territoires miniers jusqu'à l'intersection de la ligne séparative des lots 61 et 62 du rang I, canton Malartic.

Une borne terminus et un poteau témoin ont été installés à chaque intersection des lignes des lots avec les limites du territoire minier en autant que la topographie le permettait (Rivière Keriens). Les arbres ont été plaqués le long des lignes du contour. Pour ce qui est des lignes de lots de direction Nord, seule la ligne séparative des lots 61 et 62, rang I, du canton Malartic, la ligne séparative des cantons Malartic et Vassan à la hauteur du rang I ainsi que la ligne séparative des lots 3 et 4 du rang I, canton Vassan ont été tracées sur le terrain; les autres intersections des limites des territoires avec les lignes de lots ont été établies par calcul uniquement.

De plus, suite aux instructions du Ministère, j'ai cherché et localisé tous les poteaux de claims concernés que j'ai pu retrouver.

Officiel Seulement  
Après Dépôt



C-3839/341

3) Rattachement:

Etant donné que les limites de ces territoires miniers sont en parties des lignes de lots, de rangs et de cantons, ces dits territoires sont ainsi suffisamment rattachés.

4) Généralités:

Le travail a été exécuté au cours des mois de mars et avril 1988, par deux équipes de deux hommes par une température moyenne de 0°C.

Le sol gelé et les inondations printanières rendaient difficile la recherche des vieux repères d'arpentage dans les lignes de rangs surtout dans la ligne de rang II dont le dernier arpentage avec poteaux de bois uniquement date de 74 ans; mais j'en ai retrouvé assez pour établir ces lignes avec certitude.

Plusieurs chemins publics et carrossables ont rendu l'accès aux territoires relativement facile.

Les mesures des longueurs ont été faites avec 2 télémètres-théodolites de marque Topcon GTS3 et GTS10D (précision en distance (( $\pm 5\text{mm}$ ) + ( $\pm 5\text{ppm}$ )), précision angulaire de 5 sec. d'arc).

Les directions données sont la moyenne de directions constatées en direct et en renversé vérifiées par un angle intérieur à chaque sommet.

En général, les polygones horizontaux donnèrent des fermetures variant de 1/15000 à 1/50000.

Fait et rédigé à Val d'Or, le 17 mai 1988

par:

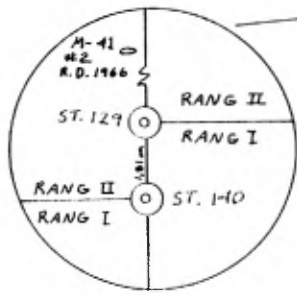
Jean-Luc Corriveau  
Arpenteur-géomètre

Officiel Seulement

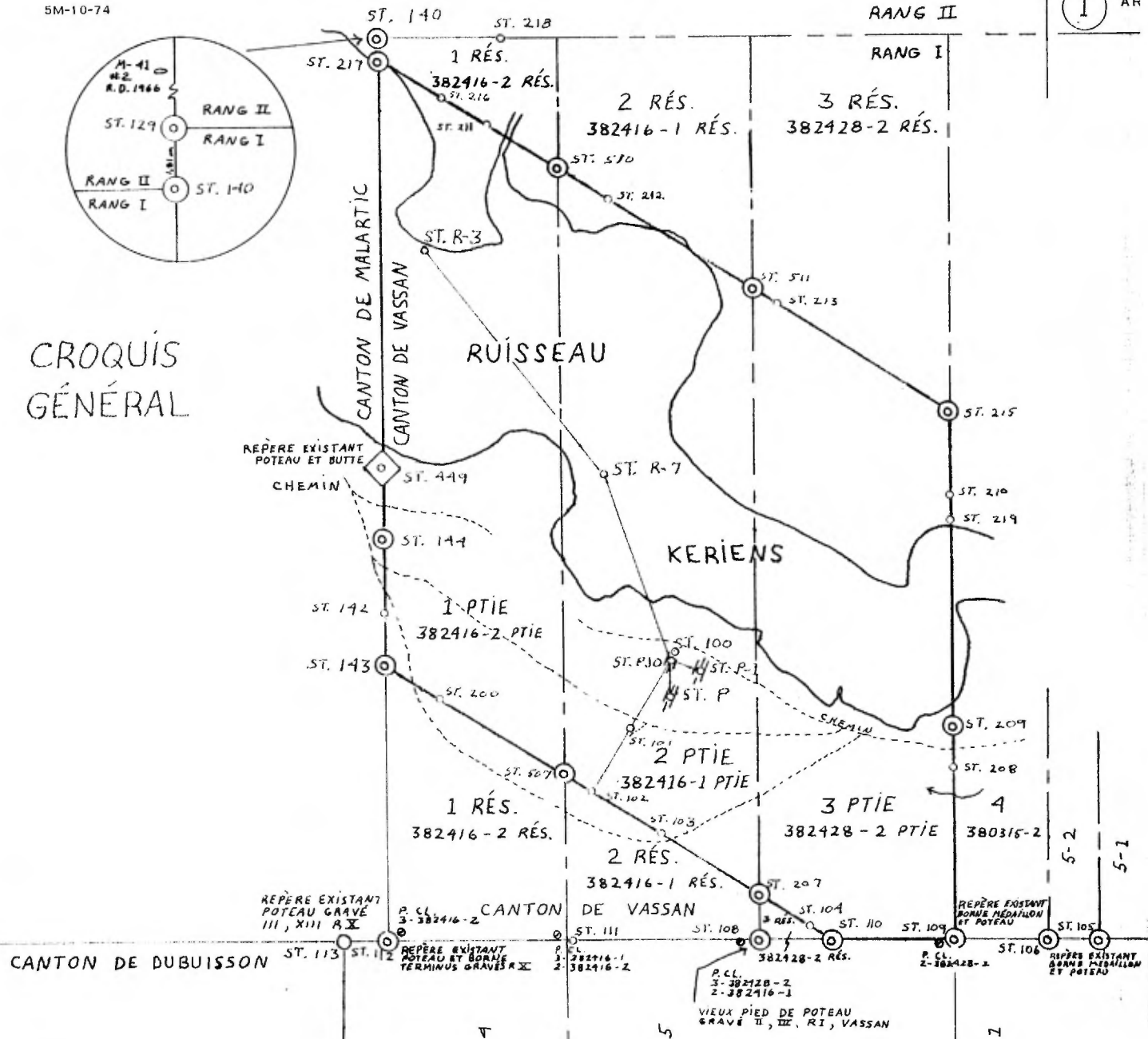
C-3839/341

Après Dépôt





# CROQUIS GÉNÉRAL



## LÉGENDE

- STATION D'OPÉRATION
- ⊗ POINT CIMENTÉ
- ⊙ BORNE TERMINUS ET POTEAU
- ◇ POTEAU ET BUTTE
- ↪ RUISSEAU

Officiel Seulement  
Après Dépôt

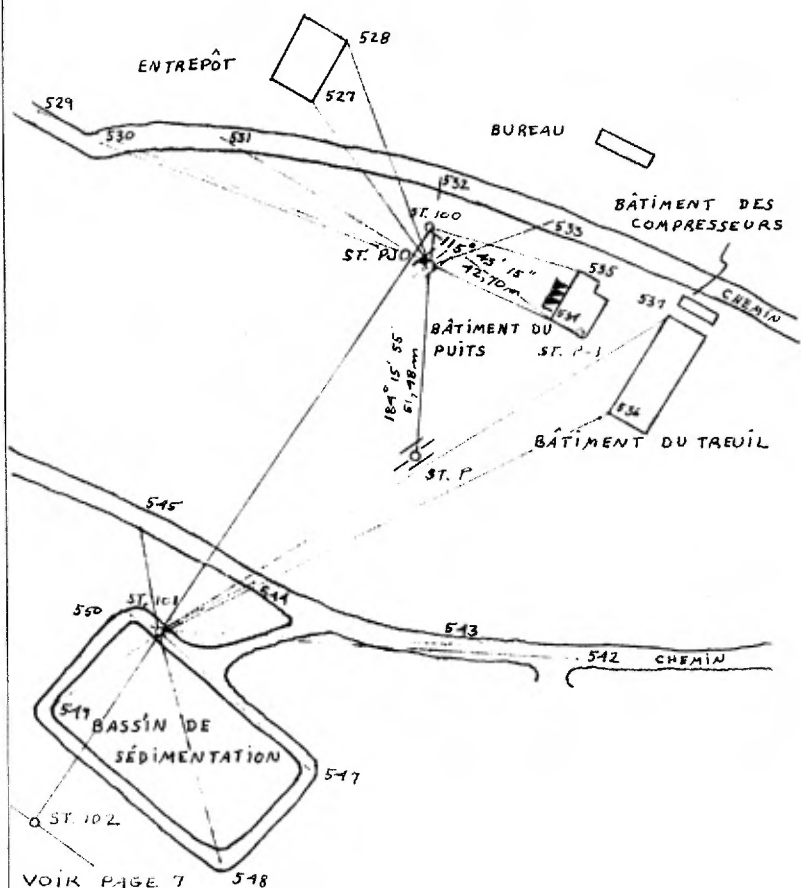
2

CANTON DE VASSAN

DISTRICT ÉLECTORAL ABITIBI-EST

LEVÉ DE PLAN DES INSTALLATIONS DE LA MINE NORLARTIC.

STATION		AZIMUT	DISTANCE				
de	à		Mètres				
ST. 101	550	304° 24' 38"	1	3	4	7	
ST. 101	549	242° 06' 13"	3	7	6	1	
ST. 101	548	170° 47' 53"	5	3	0	0	
ST. 101	547	134° 11' 38"	4	0	5	1	
ST. 101	545	326° 08' 28"	4	8	5	2	
ST. 101	544	56° 50' 58"	2	4	6	5	
ST. 101	543	89° 05' 18"	7	0	8	1	
ST. 101	542	90° 46' 28"	1	2	9	4	5
ST. 101	537	53° 18' 58"	1	5	2	7	4
ST. 101	536	58° 48' 13"	1	2	4	3	8
ST. 101	ST. 100	29° 29' 14"	1	2	6	2	5
ST. 100	534	124° 24' 47"	3	6	6	3	
ST. 100	535	105° 47' 37"	3	7	8	4	
ST. PJO	ST. 100	4° 15' 55"	6	5	7		
ST. PJO	533	76° 22' 00"	4	2	3	7	
ST. PJO	532	1° 32' 00"	2	4	6	0	
ST. PJO	531	306° 36' 00"	7	2	7	6	
ST. PJO	530	294° 41' 00"	1	0	2	9	6
ST. PJO	529	296° 19' 25"	1	3	6	5	2
ST. PJO	528	339° 26' 50"	6	2	6	4	
ST. PJO	527	324° 10' 00"	5	2	4	3	
ST. PJO	ST. P-1	115° 43' 10"	4	2	7	0	
ST. PJO	ST. P	184° 15' 55"	5	1	4	8	



*JFC*  
**Officiel Seulement**  
**Après Dépôt**

CANTON DE VASSAN

DISTRICT ÉLECTORAL ABITIBI - EST

LEVÉ DE PLAN LOT 1 PTIE, 2 PTIE, 3 PTIE RANG I  
 LIMITE SUD DU TERRITOIRE ET RATTACHEMENT LIGNE CANTONALE

TEMP. 20 °C

STATION		AZIMUT	DISTANCE		OBSERVATIONS GÉNÉRALES ET CROQUIS
de	à		Mètres		
ST. 112.	ST. 113	270° 12' 57"	3 6	7 4	<p>VOIR CROQUIS GÉNÉRAL PAGE 1</p>
ST. 111	ST. 112.	269° 50' 57"	2 4	3 7 0	
ST. 108	ST. 111	269° 47' 59"	2 5	6 6 1	
ST. 110	ST. 108	269° 51' 15"	1 0	2 4 1	
ST. 109	ST. 110	269° 51' 40"	1 5	9 8 6	
ST. 106	ST. 109	269° 50' 49"	2 6	1 3 3	
ST. 105	ST. 106	269° 55' 00"	1 9	8 4 8	

Officiel Seulement  
 Après Dépôt  
*JAC*

4 CANTON DE VASSAN DISTRICT ÉLECTORAL ABITIBI - EST

LEVÉ DE PLAN LOT 1 PTIE , 2 PTIE , 3 PTIE RANG I TEMP. 20 °C  
 LIMITE EST DU TERRITOIRE (LIGNE SÉPARATIVE DES LOTS 3 ET 4)

STATION		AZIMUT	DISTANCE		OBSERVATIONS GÉNÉRALES ET CROQUIS
de	à		Mètres		
ST. 210	ST. 215	359° 59' 52"	1 6 0	1 8	
ST. 219	ST. 210	359° 58' 06"	1 3	4 7	
ST. 209	ST. 219	359° 57' 39"	2 4	8 7	
ST. 208	ST. 209	0° 00' 26"	4 8	9 1	
ST. 109	ST. 208	359° 58' 06"	2 3	3 8 5	

Officiel Seulement  
 Après Dépôt  
*EdC*

CANTON DE VASSAN

DISTRICT ÉLECTORAL ABITIBI-EST

LEVÉ DE PLAN LOT 1 PTIE, 2 PTIE, 3 PTIE RANG I  
LIMITE NORD-EST DU TERRITOIRE

TEMP. 20 °C

STATION		AZIMUT	DISTANCE		OBSERVATIONS GÉNÉRALES ET CROQUIS
de	à		Mètres		
ST. 214	ST. 217	301°15'30"	7	2 0 8	<p>VOIR CROQUIS GÉNÉRAL PAGE 1</p>
ST. 211	ST. 216	301°15'30"	8	3 4 6	
ST. 510	ST. 211	301°15'30"	1	2 1 5 2	
ST. 212	ST. 510	301°15'42"	6	6 7 4	
ST. 511	ST. 212	301°15'27"	2	3 9 4 9	
ST. 213	ST. 511	301°21'07"	7	6 3	
ST. 215	ST. 213	301°15'21"	2	9 9 2 5	

g/c  
Officiel Seulement  
Après Dépôt

M-80 10  
6

ARP. 3

CANTON DE VASSAN DISTRICT ÉLECTORAL ABITIBI - EST

LEVÉ DE PLAN LIGNE SÉPARATIVE CANTON DE MALARTIC ET VASSAN RANG I TEMP. 20 °C  
LIMITE OUEST DU TERRITOIRE

STATION		AZIMUT	DISTANCE		OBSERVATIONS GÉNÉRALES ET CROQUIS
de	à		Mètres		
ST. 143	ST. 112	180° 00' 30"	3 6 7	6 2	<p>VOIR CROQUIS GÉNÉRAL PAGE 1</p>
ST. 142	ST. 143	180° 00' 30"	1 1 5	3 7	
ST. 144	ST. 142	180° 00' 30"	7 9 1	2	
ST. 144	ST. 144	180° 00' 30"	6 9 1	3	
ST. 217	ST. 147	180° 07' 45"	5 3 7	9 4	

*[Signature]*  
Officiel Seulement  
Après Dépôt



CANTON DE VASSAN

DISTRICT ÉLECTORAL ABITIBI - EST

LEVÉ DE PLAN

LOT 1 PTIE, 2 PTIE, 3 PTIE RANG I  
 LIMITE SUD-OUEST DU TERRITOIRE

TEMP. 20 °C

STATION		AZIMUT	DISTANCE		OBSERVATIONS GÉNÉRALES ET CROQUIS
de	à		Mètres		
ST. 104	ST. 110	121° 15' 37"	7	1 3	<p>VOIR CROQUIS GÉNÉRAL PAGE 1</p>
ST. 207	ST. 104	121° 15' 30"	1	1 2 7 0	
ST. 103	ST. 207	121° 15' 41"	1	6 6 9 7	
ST. 102	ST. 103	121° 15' 40"	8	7 5 1	
ST. 507	ST. 102	121° 14' 37"	5	1 7 5	
ST. 200	ST. 507	121° 15' 51"	1	5 3 6 6	
ST. 143	ST. 200	121° 15' 04"	1	2 5 2 8	

Officiel Seulement  
 Après Dépôt

*JAC*



CANTON DE VASSAN

DISTRICT ÉLECTORAL ABITIBI-EST

LEVÉ DE PLAN DU PÉRIMÈTRE

TEMP. 20 °C

STATION		AZIMUT	DISTANCE		OBSERVATIONS GÉNÉRALES ET CROQUIS
de	à		Mètres		
ST. R-3	ST. R-2	290°09'50"	2 8 7	8 0	VOIR CROQUIS DU RELEVÉ DU RIVAGE DU RUISSEAU KERIENS PAGE 9
ST. R-3	ST. R-1	300°51'	6 7 8	3 2	
ST. R-7	ST. R-3	320°56'15"	3 9 4	1 7	
ST. PJO	ST. R-7	339°59'40"	2 5 6	8 1	
ST. 449	ST. 217	180°07'45"	5 3 7	9 4	VOIR CROQUIS GÉNÉRAL PAGE 1
ST. 144	ST. 449	180°00'30"	6 9	1 3	
ST. 143	ST. 144	180°00'30"	1 9 4	4 9	
ST. 507	ST. 143	301°15'30"	2 7 8	9 4	
ST. 207	ST. 507	301°15'30"	3 0 6	2 3	
ST. 110	ST. 207	301°15'30"	1 1 9	8 3	
ST. 109	ST. 110	269°51'40"	1 5 9	8 6	
ST. 209	ST. 109	179°58'30"	2 8 2	7 6	
ST. 215	ST. 209	179°58'30"	4 2 2	3 2	
ST. 511	ST. 215	121°15'30"	3 0 6	8 8	
ST. 510	ST. 511	121°15'30"	3 0 6	2 3	
ST. 217	ST. 510	121°15'30"	2 7 7	0 7	

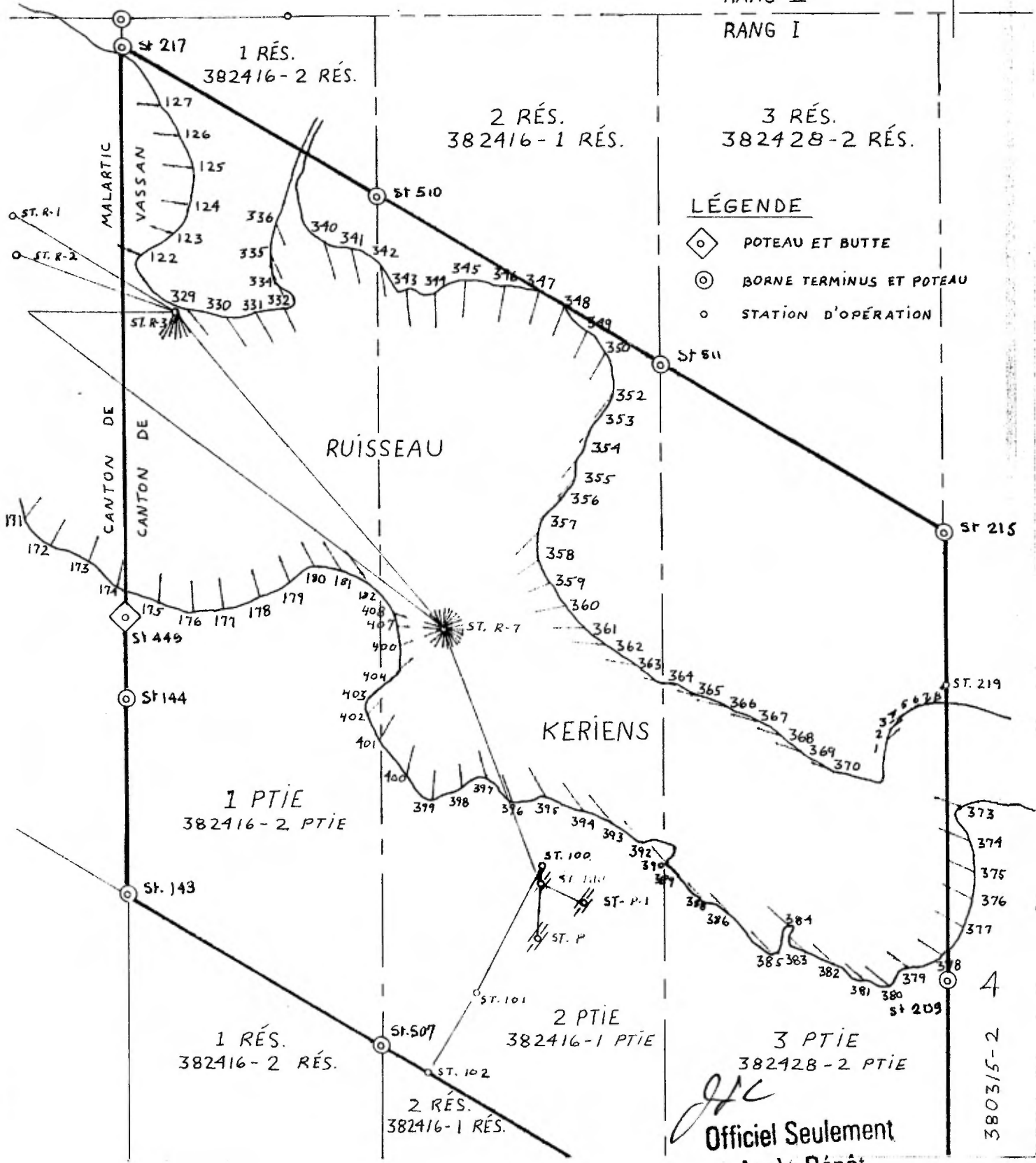
Officiel Seulement  
Après Dépôt

# CROQUIS DU RELEVÉ DU RIVAGE DU RUISSEAU KERIENS

RANG II

RANG I

9 AF



## LÉGENDE

- ◊ POTEAU ET BUTTE
- BORNE TERMINUS ET POTEAU
- STATION D'OPÉRATION

*JJC*  
**Officiel Seulement**  
**Après Dépôt**

4  
380315-2



CANTON de VASSAN

DISTRICT ÉLECTORAL ABITIBI-EST

LEVÉ DE PLAN Lot 1<sup>re</sup> PTIE, 2<sup>de</sup> PTIE, 3<sup>de</sup> PTIE RANG I  
RELEVÉ DU RUISSEAU KERIENS

TEMP. 20 °C

STATION		AZIMUT	DISTANCE		OBSERVATIONS GÉNÉRALES ET CROQUIS
de	à		Mètres		
		340	342°19'	389	1
		339	341°23'	404	0
		338	341°48'	447	8
		337	340°22'	434	9
		336	337°31'	411	7
		335	335°27'	383	6
		334	334°49'	352	9
		333	335°23'	333	3
		332	331°08'	344	2
		331	327°11'	350	1
		330	324°00'	369	7
		329	321°01'	392	0
ST. R-7	ST. R-3		320°56'15"	394	17
		182	145°48'	326	4
		181	148°54'	292	2
		180	153°23'	276	5
		179	159°24'	282	5
		178	165°51'	285	0
		177	172°27'	290	7
		176	178°30'	289	9
		175	184°28'	283	2
		174	190°44'	272	1
		173	198°13'	256	1
		172	205°12'	254	8
ST. R-3	ST. R-2		290°09'50"	287	80
		131	99°20'	485	1
		130	100°54'	514	1
		129	101°39'	546	1
		128	103°39'	572	3
		127	105°55'	596	2
		126	107°57'	616	6
		125	110°17'	639	4
		124	113°33'	647	3
		123	116°39'	636	6
		122	119°09'	622	1
		121	120°38'	644	3
ST. R-1	ST. R-2		128°31'45"	399	08

RELEVÉ DU RIVAGE  
DU RUISSEAU KERIENS  
VOIR PAGE 9

  
Officiel Seulement  
Après Dépôt

2

CANTON de VASSAN

DISTRICT ÉLECTORAL Abitibi - EST

LEVÉ DE PLAN Lot 1<sup>re</sup> ptie, 2<sup>de</sup> ptie, 3<sup>de</sup> ptie RANG I  
RELEVÉ DU RUISSEAU KERIENS

TEMP. 20 °C

STATION		AZIMUT	DISTANCE		OBSERVATIONS GÉNÉRALES ET CROQUIS
de	à		Mètres		
		380	129°40'	530 6	
		379	127°44'	528 3	
		378	124°43'	548 0	
		377	121°39'	555 1	
		376	118°37'	550 1	
		375	115°25'	540 8	
		374	112°43'	522 1	
		373	110°18'	503 6	
		372	110°09'	427 2	
		371	110°12'	416 4	
		370	110°31'	387 6	
		369	110°13'	356 8	
		368	109°10'	338 8	
		367	107°38'	309 7	
		366	106°38'	279 4	
		365	105°17'	248 5	
		364	104°12'	216 0	
		363	102°46'	187 9	
		362	98°32'	163 1	
		361	92°55'	139 3	
		360	84°15'	115 9	
		359	69°15'	107 2	
		358	53°08'	108 9	
		357	42°13'	127 3	
		356	41°25'	155 7	
		355	40°46'	183 9	
		354	37°00'	209 6	
		353	35°15'	239 3	
		352	35°31'	265 1	
		351	34°24'	276 5	
		350	31°00'	297 7	
		349	26°26'	310 8	
		348	21°00'	321 6	
		347	14°29'	330 6	
		346	09°25'	330 1	
		345	02°46'	331 0	
		344	357°32'	317 6	
		343	352°23'	322 8	
		342	349°56'	353 6	
		341	346°12'	370 9	

RELEVÉ DU RIVAGE  
DU RUISSEAU KERIENS

VOIR PAGE 4

*J.C.*  
Officiel Seulement  
Après Dépôt

CANTON de VASSAN.

DISTRICT ÉLECTORAL ABITIBI-EST.


LEVÉ DE PLAN Lot 1 Ptie, 2 Ptie, 3 Ptie RANG I  
RELEVÉ DU RUISSEAU KÉRIENS

TEMP. 20 °C

STATION		AZIMUT	DISTANCE		OBSERVATIONS GÉNÉRALES ET CROQUIS
de	à		Mètres		
	8	137°38'	20	8	
	7	168°47'	13	8	
	6	216°10'	18	3	
	5	232°42'	31	4	
	4	233°21'	48	0	
	3	230°21'	61	0	
	2	227°59'	72	5	
	1	223°13'	84	4	
ST. 212	ST. 215	359°59'52"	160	18	
	408	291°38'	54	9	
	407	279°23'	47	9	
	406	240°53'	50	1	
	405	226°38'	59	7	
	404	228°14'	80	2	
	403	228°12'	101	5	
	402	219°36'	115	4	
	401	206°58'	128	4	
	400	195°39'	145	7	
	399	186°04'	164	3	
	398	178°36'	157	2	
	397	165°24'	147	3	
	396	159°43'	175	0	
	395	150°03'	181	3	
	394	143°38'	214	7	
	393	140°18'	238	2	
	392	138°33'	268	5	
	391	134°38'	297	4	
	390	137°32'	301	0	
	389	137°22'	315	3	
	388	137°22'	351	4	
	387	136°40'	354	4	
	386	135°37'	377	3	
	385	135°23'	429	9	
	384	131°37'	425	1	
	383	133°27'	437	7	
	382	131°50'	474	0	
	381	131°06'	505	9	

RELEVÉ DU RIVAGE  
DU RUISSEAU KÉRIENS

VOIR PAGE 9



Officiel Seulement  
Après Dépôt

LEVÉ DE PLAN rattachement des poteaux de claim dans la ligne des rangs I et II

TEMP. 20 °C

STATION		AZIMUT	DISTANCE		OBSERVATIONS GÉNÉRALES ET CROQUIS
de	à		Mètres		
St-G10	G12	268° 11' 20"	151	49	
St-G10	G11	90° 38' 20"	134	84	
St-G9	St-G10	306° 08' 10"	193	92	
St-G8	St-G9	38° 55' 05"	125	46	
St-G7	St-G8	80° 16' 50"	153	87	
St-G6	St-G7	99° 32' 00"	60	98	
St-G4	St-G6	136° 58' 30"	157	85	
St-G3	G5	90° 25' 25"	14	30	
St-G2	St-G4	118° 15' 50"	107	94	
St-G2	St-G3	40° 41' 15"	71	85	
St-G1	St-G2	111° 10' 20"	114	59	
St-218	St-G1	98° 02' 35"	60	80	
St-218	St-140	270° 38' 30"	174	44	
St-211	St-218	21° 33' 45"	112	99	



CANTON

de VASSAN

DISTRICT ELECTORAL  
ABITIBI - EST

LOT 2

RANG I

Gyroscope						(Passages) N° 1		
Treadpole No. Wild T2E (179770)		Convertisseur No. GKK3 (11512)		Observateur: N. B.				
Gyroscope No. Wild G4K1 (11349)		Batterie GKB2 D12v externe D		Date: 25/9/87				
LECTURE du cercle N1	Moments des passages	Temps à gauche + / à droite	Différence des temps	Déviation à gauche / à droite (Dg+Dd) / 2 = a moy.	Amplitude a moy.	CALCULS		
N = C - I N = N1 + N						Station	P.V.O	Signal P
1	2	3	4	5	6			
N° 000	0.462	+ 3 309		144		Signal: Position DI	184 15 37	115 42 53
ΔN	4.171	- 3 263	+ 4 6	148	146	Signal: Position RI	4 15 50	295 43 09
ΔN <sub>1</sub>	7.434	+ 3 307	+ 4 4			Signal: Position RF	4 15 47	295 43 08
ΔN <sub>2</sub>	11.141	- 3 264	+ 4 3			Signal: Position DF	184 15 38	115 42 54
ΔN <sub>3</sub>	14.405	+ 3 305	+ 4 1			Signal: moyenne M	184 15 44	115 43 01
	18.110					Orientation au gyro -N	360 02 55	360 02 55
			+ 4 35			Correction ± E	- 00 15	- 00 15
						Azimuth géo A	184 12 35	115 39 51
						Convergence des méridiens * 2	+ 03 20	+ 03 20
						Gisement	184 15 55	115 43 11
ΣΔN						Remarque: * CORRECTION POUR ÊTRE DANS LE SYSTÈME DES MINES NORLARTIC ET FIRST CANADIAN.  c = 0.046' / sec à latitude 45° Nord		
ΔN <sub>0</sub>	0.0255							
N	360.0255							

$\Delta N_i = 0.046' / \text{sec} \times \Delta t_i \times a_{\text{moy}}$

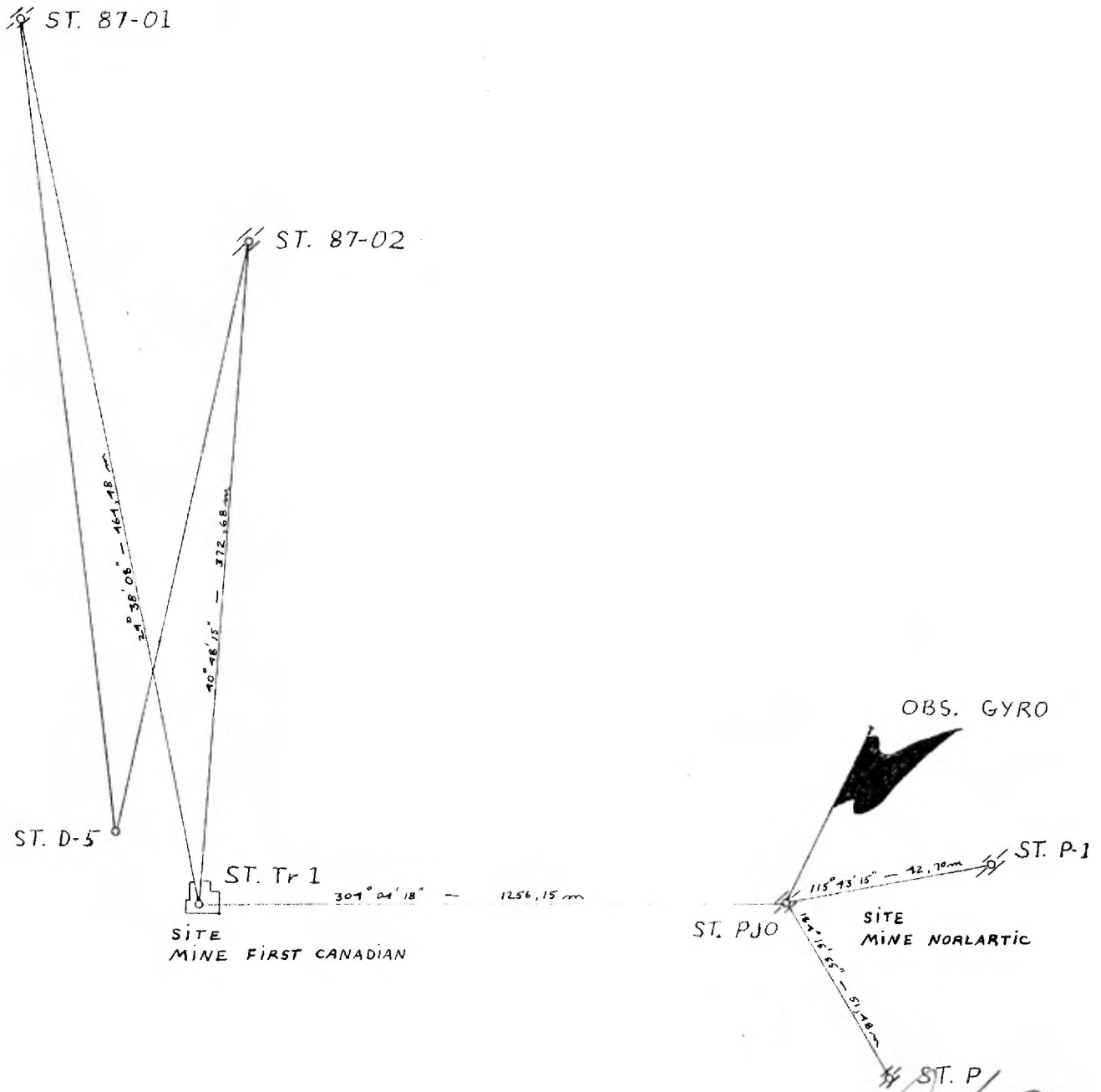
NORMES D'EXECUTION

- Préorientation à (±) 10 minutes.
- "a" < 15 intervalles à gauche ou à droite.
- Vitesse du repère ≥ 6 sec (5iers inter.), ≥ 8sec (10ieme Inter.).
- Maximum précision avec 4 ou 5 passages.
- Δt < 30sec → 10 si "b" = (±) 10inter, ΔN < 15 minutes.
- "c": bon pour (±) 10 à 14 inter et < 15 minutes (ΔN).

  
**Officiel Seulement**  
**Après Dépôt**

16

CROQUIS



*[Signature]*  
 Officiel Seulement  
 Après Dépôt

00.00.21 NON COUPÉE 1000

## CHEMINEMENT


## TABLEAU DE COORDONNÉES RECTANGULAIRES PLANES: PERIMETRE.

DE	A	ABISSE	DIST. HOR.	(Y)NORD	(X)EST
	st. 217			1732.1638	2712.4484
st. 217	st. 510	121.1530	277.0658	1588.3953	2949.2940
st. 510	st. 511	121.1530	306.2272	1429.4947	3211.0681
st. 511	st. 215	121.1530	306.8788	1270.2503	3473.3989
st. 215	st. 209	179.5830	422.3170	847.9393	3473.5831
st. 209	st. 109	179.5830	282.7642	565.1751	3473.7065
st. 109	st. 110	269.5140	159.8558	564.7873	3313.8517
st. 110	st. 207	301.1530	119.8281	626.9658	3211.4183
st. 207	st. 507	301.1530	306.2272	785.8664	2949.6441
st. 507	st. 143	301.1530	278.9390	930.6072	2711.1969
st. 143	st. 144	0.0030	194.4989	1125.1011	2711.2255
st. 144	st. 449	0.0030	69.1258	1194.2267	2711.2356
st. 449	st. 217	0.0745	537.9385	1732.1638	2712.4484

SUPERFICIE

60,35 hectares

N.B. le système de coordonnées est basé sur le repère permanent  
 PJO: (938,276 mN ; 3098,466 mE ) et l'orientation entre  
 PJO → P : 184°15'55' , au site de la mine Norlantic.

  
 Officiel Seulement  
 Après Dépôt

15M-86-05

ARP. 1

(18)

CERTIFICAT D'AUTHENTICITE

Je, soussigné, certifie par la présente que les notes d'arpentage de ce carnet d'opération sont conformes aux notes originales conservée dans mon greffe.

Val d'Or, le 17 mai 1988

---

Jean-Luc Corriveau  
Arpenteur-géomètre

Officiel Seulement  
Après Dépôt



C-3839/341

annexe : Liste des documents transmis par Ressources Aur Inc. à titre de complément d'information à une demande de bail

Lettre de monsieur Ed Stuart

PLANS DE NIVEAU

niveau 750	géologie
niveau 750	analyses
niveau 875	géologie
niveau 1000	géologie

SECTIONS LONGITUDINALES

45+50 W à 37+50 W	9500 à 9000	zone 1
45+50 W à 37+50 W	9500 à 9000	zone 2
39+50 W à 45+50 W	9500 à 9000	zone 6
39+50 W à 45+50 W	9500 à 9000	zone 6B

SECTIONS TRANSVERSALES

45+00 W	niveau 10000 à 9500
45+00 W	niveau 9500 à 9000
45+00 W	niveau 9000 à 8500
44+00 W	niveau 10000 à 9500
44+00 W	niveau 9500 à 9000
44+00 W	niveau 9000 à 8500
43+00 W	niveau 10000 à 9500
43+00 W	niveau 9500 à 9000
43+00 W	niveau 9000 à 8500
42+00 W	niveau 10000 à 9500
42+00 W	niveau 9500 à 9000
42+00 W	niveau 9000 à 8500
41+00 W	niveau 10000 à 9500
41+00 W	niveau 9500 à 9000
41+00 W	niveau 9000 à 8500
40+00 W	niveau 10000 à 9500
40+00 W	niveau 9500 à 9000
40+00 W	niveau 9000 à 8500
39+00 W	niveau 10000 à 9500
39+00 W	niveau 9500 à 9000
39+00 W	niveau 9000 à 8500

Ministère de l'Énergie et des Ressources  
Service de la Géoinformation  
Date: 26 SEP 1989  
No G.M. 48871

4099

28301 009