

SOMMAIRE

RESUME	iii
SOMMAIRE	iv
LISTE DES ABREVIATIONS	vii
LISTE DES FIGURES	viii
LISTE DES TABLEAUX	x
LISTE DES ANNEXES	xi
INTRODUCTION	1
PREMIERE PARTIE : PRESENTATION GENERALE	2
1 Contexte général	3
1.1 Cadre géographique	3
1.1.1 Le relief.....	3
1.1.2 Le climat	3
1.1.3 La faune et la flore.....	3
1.1.4 La population et les activités	3
1.2 Cadre hydrologique et hydrogéologique	4
1.3 Cadre géologique	5
1.3.1 Le craton ouest africain (CAO)	5
1.3.2 La boutonnière de Kédougou-Kéniéba (BKK).....	7
1.3.2.1 Le super groupe de Dialé-Daléma	8
1.3.2.2 Le super groupe de Mako	9
2 Présentation de la concession minière de Sabodala	12
2.1 Caractères lithologiques et structuraux de la concession	12
2.1.1 Caractères lithologiques.....	12
2.1.2 Caractères structuraux	15
2.2 Estimation des réserves	16
3 Description de l'usine de traitement	17
3.1 Description générale	17
3.2 Concassage, stockage et récupération	18
3.3 Broyage et classification	18
3.4 Lixiviation et adsorption	18
3.5 Récupération du carbone et lavage à l'acide	19
3.6 Élu­tion	19
3.7 Electroextraction	20
3.8 Fusion	20
3.9 Épaississement et élimination des déchets	20
4 Conclusion	22
DEUXIEME PARTIE : ETUDE LITHOSTRUCTURALE DU GISEMENT DE MAKI MADINA	23
1 Synthèse des données antérieures du gisement de Maki Madina	24
1.1 Les études géophysiques	24
1.2 Les études de tranchées	25
1.3 Les études de sondage	27
1.4 Géologie et modèle de la minéralisation	31
2 Résultats obtenus dans le cadre de ce travail	33
2.1 Matériels et méthodologie	33
2.1.1 Matériels	33
2.1.2 Méthodologie.....	34
2.2 Description des faciès rencontrés	35
2.2.1 Les roches volcaniques mafiques : les metabasaltes	35
2.2.2 Les gabbros.....	35
2.2.3 Les volcano-sédiments	36

2.2.4	Les faciès intrusifs felsiques	38
2.3	Présentation des sections choisies pour la synthèse lithologique	38
2.4	Synthèse lithologique	43
2.5	Etude des structures	45
2.5.1	Les structures de la déformation ductile	45
2.5.1.1	Les zones de cisaillements ductiles (shear zones)	45
2.5.1.2	Les plis	46
2.5.1.3	Foliation et schistosité	47
2.5.1.4	Les linéations d'étirement	48
2.5.2	Les structures de la déformation cassante	50
2.5.2.1	Les fractures	50
2.5.2.2	Les failles	50
2.5.2.3	Les veines et veinules	52
2.6	Etude de la minéralisation	53
2.6.1	Description pétrographique de l'échantillon MKM-LM1	53
2.6.2	Description pétrographique de l'échantillon MKM-LM2	54
2.6.3	Description pétrographique de MKM-LM3	57
2.6.4	Description pétrographique de MKM-LM4	58
2.6.5	Description pétrographique de l'échantillon MKM-LM5	59
2.7	Etude des altérations hydrothermales liées à la minéralisation	60
2.7.1	La carbonatation	60
2.7.2	La silicification	61
2.7.3	La séricitisation	61
2.7.4	La chloritisation	62
2.7.5	L'albitisation	62
2.8	Carte litho-structurale de Maki Madina	63
3	Relations entre litho-structurale et minéralisation	65
4	Conclusion	66
TROISIEME PARTIE : OPTIMISATION DU TRAITEMENT DU GISEMENT DE MAKI MADINA		67
Introduction		68
1	Les facteurs influant sur la cyanuration de l'or	68
1.1	Le cyanure et le pH	68
1.2	L'oxygène et la température	69
1.3	L'agitation	70
1.4	La surface de contact	71
2	Optimisation du traitement des minerais de Maki Madina	71
2.1	Historique	71
2.2	Méthodologie	75
2.2.1	Préparation des échantillons, détermination du P ₈₀ et temps optimal de broyage	75
2.2.1.1	Préparation des échantillons	75
2.2.1.2	Détermination du P ₈₀	75
2.2.1.3	Temps optimal de broyage à 75 µm	76
2.2.2	Procédé de lixiviation de l'or	76
2.2.2.1	Test de lixiviation au cyanure à concentrations de peroxyde d'hydrogène variables	76
2.2.2.2	Pour le nitrate de plomb (Pb(NO ₃) ₂)	76
2.3	Résultats et discussions :	76
2.3.1	Pour le peroxyde d'hydrogène (H ₂ O ₂)	77
2.3.1.1	Détermination du temps broyage	77
2.3.1.2	Résultats du test de lixiviation	77
2.3.1.2.1	Concentration d'oxygène dissous (OD) par rapport à la concentration de H ₂ O ₂	79
2.3.1.2.2	Récupération de l'or par rapport à la concentration de H ₂ O ₂	80
2.3.1.2.3	Consommation de cyanure (CN) par rapport à la concentration de H ₂ O ₂	81
2.3.1.2.4	Or résiduel par rapport concentration de H ₂ O ₂	82
2.3.2	Pour le nitrate de plomb	83

2.3.2.1	Travaux d'essais de lixiviation au cyanure en utilisant différentes concentrations de nitrate de plomb ($\text{Pb}(\text{NO}_3)_2$)	83
2.3.2.1.1	Effet du nitrate de plomb sur la récupération de l'or	84
2.3.2.1.2	Effet du nitrate de plomb sur la consommation de cyanure (CN)	84
2.3.2.1.3	Effet du nitrate de plomb sur la consommation de chaux	85
2.4	Conclusions.....	85
CONCLUSION ET RECOMMANDATIONS		87
REFERENCE		88
ANNEXES.....		91

LISTE DES ABREVIATIONS

AARL = Anglo-American Research Laboratories (laboratoires anglo-américains de recherche)

ANSD = agence nationale de la statistique et de la démographie

BBK = Boutonnière de Kédougou-Kéniéba

CD = Zone de cisaillement ductile

CIL = Carbon In Leach (carbone en lixiviation par cyanuration)

MKM = Maki Madina

Moz = **million d'once**

NE-SW = Nord Est - Sud Est

NNE-SSW = Nord Nord Est – Sud Sud Est

NP = Nitrate de Plomb

NS = Nord Sud

OD = Oxygène dissous

OJVG = Oromin Joint-Venture Group

Pb (NO₃)₂ = Nitrate de plomb

ppm = partie par million

RXP = Lumière réfléchie, Polaires croisées

SGO = Sabodala Gold Operations

TPP = lumière polarisée

TXP = lumière transmise

LISTE DES FIGURES

Figure 1 : carte de localisation de la concession minière de Sabodala	4
Figure 2 : Zone de Sabodala; contexte hydrographique régional (Berghe et Baritau, 2014).....	5
Figure 3 : Carte géologique synthétique du Craton-Ouest Africain (Clauer et al, 1982 ; Peucat et al, 2005 ; Elodie, 2014, modifiée)	6
Figure 4 : carte géologique synthétique de la boutonnière de Kédougou-Kéniéba (Lawrence et al, 2013 dans Robertson et Peters 2016)	8
Figure 5 : Colonne litho-stratigraphique du Super groupe de Mako (Dia et al. 1997)	11
Figure 6 : carte de situation de la concession minière de Sabodala	12
Figure 7 : Portion de la carte géologique de la concession minière de Sabodala contenant Maki Madina	14
Figure 8 : Carte structurale de la concession minière de Sabodala	16
Figure 9 : Schéma général de l'usine de traitement de Sabodala (Teranga, 2017)	21
Figure 10 : Carte linéamentaire du secteur de Maki Madina	24
Figure 11 : Zones A, B, C et de Maki Madina	26
Figure 12 : Zones E, F et G de Maki Madina	27
Figure 13 : Ensemble des sections réalisées dans le secteur de Maki Madina.....	28
Figure 14 : section de 2+00	29
Figure 15 : section 4+40S.....	30
Figure 16 : section 11+50S.....	31
Figure 17 : Modélisation de la minéralisation de Maki Madina (Teranga Gold Corporation, 2016).....	32
Figure 18 : Matériels utilisés pour la cartographie des carottes	34
Figure 19 : Les metabasaltes : A = metabasalte massif ; B = metabasalte avec des veinules de quartz	35
Figure 20 : Les gabbros : A = gabbro intrusif; B = micro-gabbro intrusif ; C = gabbro à schistosité intense	36
Figure 21 : Les volcano-sédiments verdâtres	37
Figure 22 : Les volcano-sédiments noirâtres.....	37
Figure 23 : les faciès intrusifs felsiques	38
Figure 24 : Géologie interprétée sur la section 1.....	39
Figure 25 : Géologie interprétée sur la section 2.....	40
Figure 26 : Géologie interprétée sur la section 3.....	41
Figure 27 : Géologie interprétée sur la section 4.....	42
Figure 28 : Géologie interprétée sur la section 5.....	43
Figure 29 : Carte géologique interprétée de Maki Madina	44
Figure 30 : Les cisaillements ductiles : A = zone de cisaillement associée à une forte bréchification hydraulique ; B = cisaillement dextre	45
Figure 31 : Rosace des zones de cisaillements ductiles	46
Figure 32 : les plis associés aux zones de cisaillements ductiles	46
Figure 33 : Les foliations et les schistosités	47
Figure 34 : Rosace des schistosités et des foliations mesurées sur les carottes de sondage	48
Figure 35 : Les linéations d'étirement.....	48
Figure 36 : Rosace des linéations d'étirement	49
Figure 37 : Les linéations d'étirement marquées par l'étirement des minéraux de pyrite	49
Figure 38 : Fractures sur des faciès volcano-sédiments	50
Figure 39 : Les failles.....	51
Figure 40 : Rosace des microfailles et fractures	51
Figure 41 : Les veines et veinules :	52

Figure 42 : Rosace des veines et veinules	53
Figure 43 : Observation microscopique d'un faciès felsique intrusif (MKM-LM1):	54
Figure 44 : Observation microscopique d'un volcano-sédiment :	55
Figure 45 : Minéral de pyrite contenant des inclusions d'or.	56
Figure 46 : Observation microscopique d'un volcano-sédiment en lumière polarisé.....	57
Figure 47 : Observation microscopique d'un micro-gabbro	58
Figure 48 : Observation microscopique d'un volcano-sédiment :	59
Figure 49 : Observation microscopique d'un volcano-sédiment noirâtre :	60
Figure 50 : Faciès volcano-sédimentaire affecté par la carbonatation	61
Figure 51 : métabasalte affecté par la silicification.....	61
Figure 52 : Faciès volcano-sédimentaire affecté par la séricitisation	62
Figure 53 : Métabasalte affecté par la chloritisation	62
Figure 54 : Métabasalte affecté par l'albitisation	63
Figure 55 : Carte litho-structurale de Maki Madina.....	64
Figure 56 : Modèle de la minéralisation du gisement de Maki Madina.....	65
Figure 57 : Diagramme d'équilibre entre HCN- et CN- selon le PH (Blazi et Jdid, 2006)	69
Figure 58 : Solubilité de l'oxygène en fonction de la température (Egan, 2007)	70
Figure 59 : Surface de contact et la dimension de particule (Egan, 2007).....	71
Figure 60 : Concentration en oxygène dissous en fonction du temps de réaction.	73
Figure 61 : Concentration résiduelle en or dans le minerai de Fairview en fonction du temps de lixiviation.....	74
Figure 62 : Distribution granulométrique du minerai après broyage	77
Figure 63 : Variation de l'oxygène dissous pendant 24h.....	79
Figure 64 : récupération de l'or après 24h	80
Figure 65 : consommation de cyanure pendant 24h.....	81
Figure 66 : or résiduel après 24h.....	82
Figure 67 : récupération de l'or pendant 24h	84
Figure 68 : consommation du cyanure pendant 24h	84
Figure 69 : consommation de chaux pendant 24h.....	85

LISTE DES TABLEAUX

Tableau 1 : Réserves estimées des différentes mines à ciel ouvert et des mines souterraines (Teranga Gold Corporation).....	17
Tableau 2 : Valeur moyenne de la cyanuration de l'or d'un minerai sud-africain typique en utilisant H_2O_2 (ajusté à différents niveaux d' O_2) et de l'air comprimé comme oxydants. 73	73
Tableau 3 : Résultats de dosage de H_2O_2	78
Tableau 4 : résultats de dosage de $(\text{Pb}(\text{NO}_3)_2)$	83

LISTE DES ANNEXES

Annexe 1 : quelques mesures de foliation (fo).....	92
Annexe 2 : quelques mesures de cisaillement ou shear (SH).....	85
Annexe 3 : quelques mesures de veines et veinules (vn).....	86
Annexe 4 : quelques mesures de fractures et microfailles.....	87
Annexe 5 : activité d'exploitation à Maki Madina.....	88
Annexe 6 : usine de traitement de Sabodala.....	88

INTRODUCTION

Faisant partie des six (06) secteurs phares du Plan Sénégal Emergent (PSE), l'industrie minière a connu, au Sénégal, un développement remarquable cette décennie notamment avec l'exploitation du gisement d'or de Sabodala qui constitue la première exploitation industrielle d'or du pays.

Le gisement de Maki Madina a été découvert par la société d'exploration de droit canadien Oromin Joint-Venture Group (OJVG) via sa filiale sénégalaise Oromin Explorations Ltd. C'est en Octobre 2013 que la Compagnie minière de droit canadien Teranga Gold Corporation a acquis ce gisement parmi d'autres suivis de son exploitation depuis Octobre 2019 via sa filiale sénégalaise Sabodala Gold Operations.

Préalablement, l'équipe en charge du traitement du minerai avait conduit des tests métallurgiques portant sur le pourcentage de récupération d'or sur ce gisement et qui se sont révélés assez décevants.

En effet, les résultats avaient attesté d'un taux avoisinant en moyenne 84% et qui est en dessous du taux optimal souhaité (entre 89% et 90%) sur la roche sulfurée de ce gisement. D'où une suspicion du caractère réfractaire que ce type de minerai pouvait avoir lors de la phase de traitement avec une incidence économique négative.

Ces résultats ont motivé les études qui ont alors été menées pour rehausser le taux de récupération. Ces études ont consisté en l'utilisation d'additifs chimiques que sont le peroxyde d'hydrogène (H_2O_2) et le nitrate de plomb ($Pb(NO_3)_2$). Ces tests métallurgiques ont été couplés à une mise à jour de la caractérisation litho-structural du gisement afin de mieux cerner ses propriétés.

C'est dans ce contexte que la société SGO, en partenariat avec l'Institut des Sciences de la Terre (IST) nous a proposé de travailler sur le sujet suivant : **"Etude litho-structurale du gisement de Maki Madina; contribution à l'optimisation du traitement de ses minerais"**.

Cette étude est menée dans l'optique de proposer un schéma d'optimisation des procédés de traitement des minerais en tenant compte des procédés actuels qui existent dans la mine.

Le présent mémoire fait l'économie du travail de caractérisation litho-structural d'une part et de l'optimisation des procédés de traitement du minerai provenant de Maki Madina. Il est articulé autour de trois (03) grandes parties :

- ❖ La première partie où il s'agira de faire une présentation d'abord régionale puis locale du secteur abritant le gisement de Maki Madina ;
- ❖ La deuxième partie dans laquelle l'étude litho-structurale du gisement de Maki Madina sera abordée;
- ❖ La troisième partie qui traite de l'optimisation du traitement des minerais du gisement de Maki Madina.

Les résultats obtenus dans le cadre de ce travail ont conduit à des conclusions sur la base desquelles d'importantes recommandations ont été formulées.

PREMIERE PARTIE : PRESENTATION GENERALE

1 Contexte général

1.1 Cadre géographique

Le secteur de Maki Madina se trouve dans l'arrondissement de Sabodala qui est situé dans la région de Kédougou dans le sud-est du Sénégal. Il se trouve à environ 800 km au sud-est de la capitale Dakar et à 96 km au nord de la ville de Kédougou. (**Figure 1**).

1.1.1 Le relief

Le relief de la région est le plus accidenté du pays avec un point culminant à 581 m à Sambangallou au Sud (ANDS Kédougou, 2014). Ce relief est entrecoupé par des plateaux et des vallées qui constituent les principales zones de culture. Les principaux types de sols de la région sont les suivants : les sols minéraux bruts d'érosion (lithosols), les sols peu évolués d'érosion gravillonnaire, les sols ferrugineux tropicaux (non lessivés, lessivés avec ou sans concrétions), les vertisols, les sols hydromorphes et halomorphes. Il est à noter que les sols ferrugineux tropicaux et les sols peu évolués d'érosion prédominent dans la région.

1.1.2 Le climat

La région a un climat de type soudano-guinéen (ANDS Kédougou, 2014). On y distingue deux grandes périodes de régime thermique : celle de basses températures, allant de juillet à février avec plus de fraîcheur aux mois de décembre et de janvier et celle de hautes températures se situant entre Mars et Juin. Les températures sont généralement élevées avec des maxima variant entre 34° et 42° et des minima de 21° à 25°.

Elle est l'une des régions les plus pluvieuses du pays avec au moins 1300 mm/an. La saison des pluies dure environ six (06) mois, de Mai à Octobre, avec une saison sèche de six (06) mois également allant de Novembre à Mai. Elle est soumise à l'harmattan pendant sept (07) mois (Octobre à Avril). Toutefois, cette pluviométrie se caractérise par une grande variabilité spatio-temporelle, les mois d'Août et Septembre étant les plus pluvieux.

1.1.3 La faune et la flore

Cette zone est non loin du parc Niokolo Koba ce qui témoigne d'une faune diversifiée.

La végétation est marquée par une savane caractérisée par des arbustes, un important tapis herbacé et surtout des espèces de plusieurs mètres de hauteur à l'image des bambous.

1.1.4 La population et les activités

Cette localité est marquée par une grande diversité ethnique avec les malinkés qui sont majoritaires. Ces derniers cohabitent avec des peuls, des coniaguïs, des dialounkés, des soninkés. A ces populations indigènes, s'ajoute une vague de migrants venant des autres régions du pays mais également des pays voisins.

L'orpaillage constitue la principale activité génératrice de revenus pour les populations. A cela s'ajoutent l'élevage et l'agriculture qui deviennent de moins en moins pratiqués.

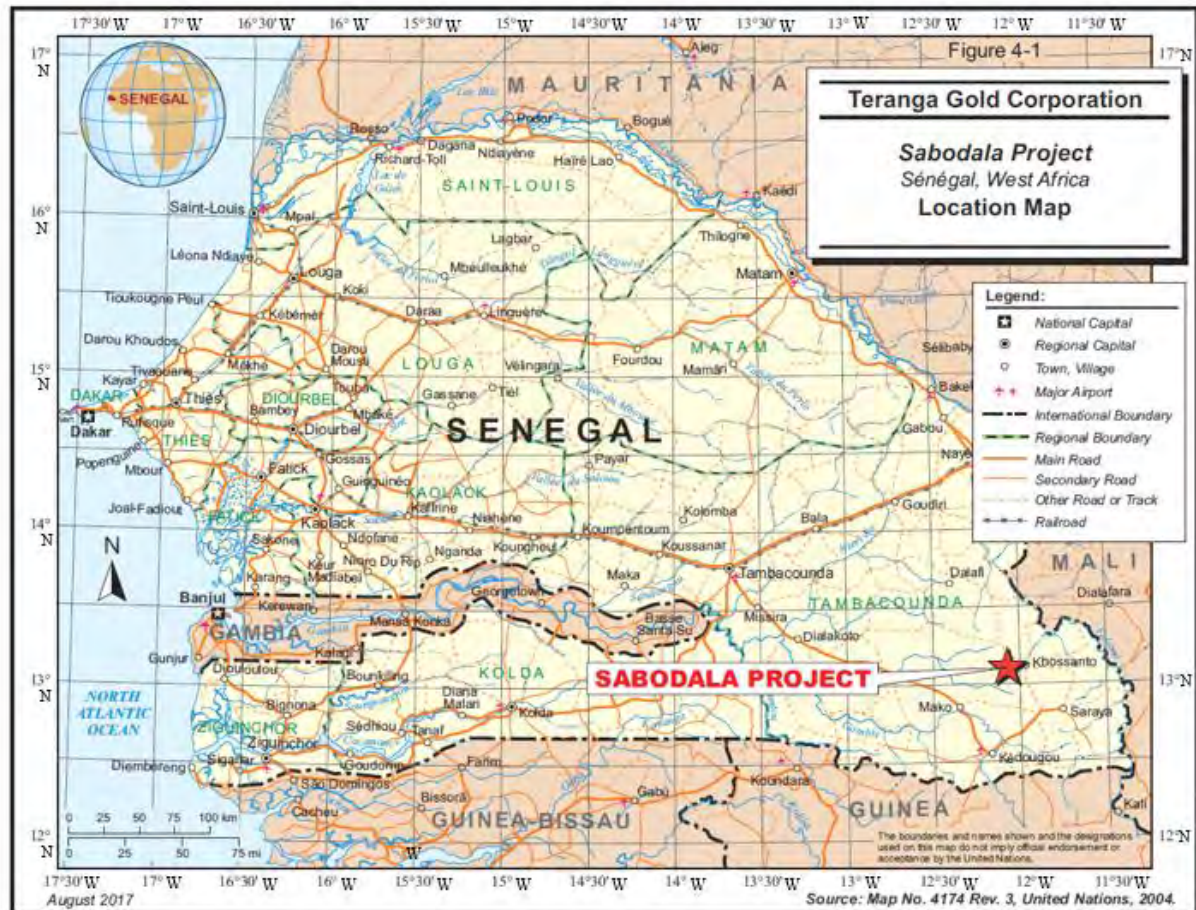


Figure 1 : carte de localisation de la concession minière de Sabodala

1.2 Cadre hydrologique et hydrogéologique

Le réseau hydrographique est dense et dépend très fortement de la pluviométrie. La région est drainée par la Falémé et le fleuve Gambie et ses affluents tels que le Niokolo (Figure 2). La Gambie et la Falémé qui constituent les deux grands fleuves entrent en étiage par endroits et jouent un rôle important dans le développement local (agriculture, alimentation en eau des hommes et du bétail). La région compte également une multitude de petits cours d'eau intermittents dont le Diougol, le Daléma, le Dialé, le Diaguiri, le Diarra, le Thiokoye, le Sandoundou, etc.



Figure 2 : Zone de Sabodala; contexte hydrographique régional (Berghe et Baritau, 2014)

L'hydrogéologie de la région de Kédougou, où domine le socle cristallin, est marquée par la prédominance d'aquifères de fissures discontinues et non généralisées (PRDI, 2001 dans Tropica, 2006). L'imbrication des différentes unités litho-structurales du socle rend les aquifères qu'il renferme très complexes et leurs paramètres hydrodynamiques très variables. De façon générale, dans le socle, les horizons abritant les ressources en eaux souterraines se succèdent comme suit à partir de la surface (Aqua Terra, 2007, dans Golder Associates, 2012) :

1.3 Cadre géologique

Le secteur de Sabodala appartient à la ceinture de roches vertes du Super groupe de Mako qui est située dans la boutonnière de Kédougou-Kéniéba qui elle-même, se trouve dans le craton ouest africain.

1.3.1 Le craton ouest africain (CAO)

Le CAO est essentiellement recouvert par les bassins sédimentaires d'âges Protérozoïque supérieur à Cénozoïque de Tindouf et de Taoudéni, (Bessoles, 1977 ; Black, 1980 ; Ngom, 1995). Avec sa superficie de 4 500 000 Km², il est subdivisé en trois unités (**figure 3**) :

- la dorsale de Réguibat au Nord;
- la dorsale de Man au Sud;
- les boutonnières de Kédougou-Kéniéba et de Kayes entre les deux unités précitées.

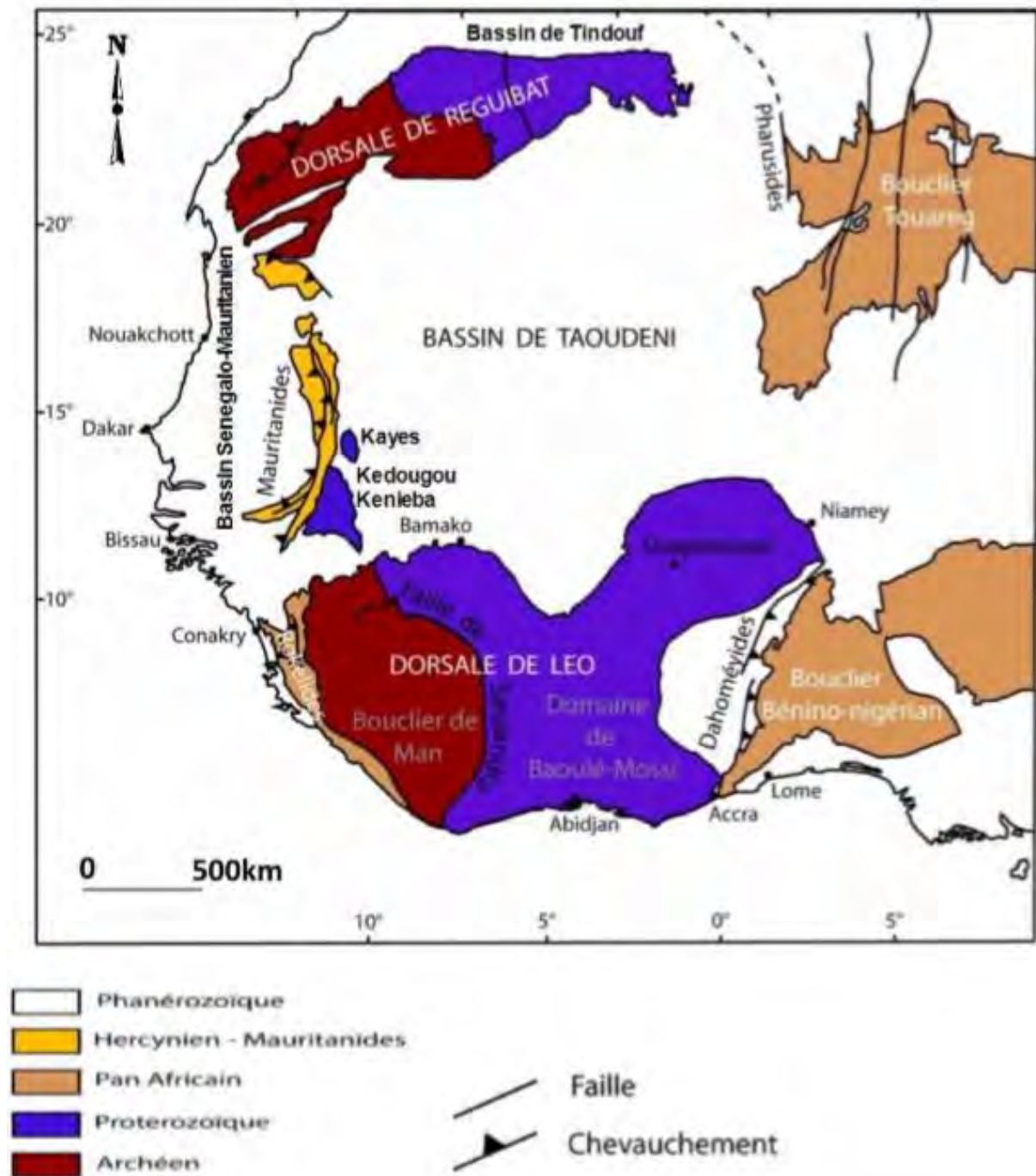


Figure 3 : Carte géologique synthétique du Craton-Ouest Africain (Clauer et al, 1982 ; Peucat et al, 2005 ; Elodie, 2014, modifiée)

Le craton ouest africain a été affecté par deux (02) cycles d'orogénèses caractérisés par la mise en place des formations suivantes :

- ❖ les formations Archéennes datées de 2.5 à 2.9 Ga qui comprennent deux cycles:
 - le cycle Léonien, daté de 2.9 à 2.7 Ga par Beckinsale et al (1980);
 - le cycle Libérien, daté de 2.7 à 2.5 Ga par Camil et al (1984);
- ❖ les formations Birimiennes qui ont été subdivisées en deux cycles:
 - le cycle Burkinien affectant les terrains Dabakaliens a été daté entre 2.19 - 2.14 Ga (Tempier et al, 1986; Lemoine et al, 1988; Abouchami et al, 1990; Boher et al 1992);

- le cycle Eburnéen affectant les terrains Birimiens a été daté entre 2.12 – 2.07 Ga (Feybesse et al, 1989; Abouchami et al, 1990; Liégeois, 1991).

1.3.2 La boutonnière de Kédougou-Kéniéba (BKK)

La BKK est localisée dans la partie sud-est du Sénégal. Elle est à cheval entre le Sénégal et le Mali et s'étend dans la partie malienne par la boutonnière de Kayes (**figure 4**). Elle constitue une entité précambrienne du craton ouest africain. Elle est composée uniquement de formations birimiennes contrairement aux dorsales de Réguibat et de Man qui sont constitués à la fois de formations archéennes et birimiennes. Les séquences volcano-sédimentaires du Paléo-protérozoïque, connues sous le nom de formations Birimiennes ont une très grande importance métallogénique car elles renferment la majorité des gisements découverts dans la région. La boutonnière est limitée à l'Ouest par la chaîne des Mauritanides, et sur tous les autres côtés par les sédiments d'âge Protérozoïque supérieur-Cambrien du Bassin de Taoudenni. La boutonnière de Kédougou- Kéniéba est interprétée comme une accrétion de roches volcaniques birimiennes d'orientation globale nord-est. Elle est marquée par deux structures géologiques majeures : la Faille Sénégal-Malienne et la 'Main Transcurrent Zone (MTZ) auxquelles sont associées notamment les minéralisations aurifères.

A l'instar des autres provinces birimiennes, la boutonnière de Kédougou-Kéniéba a fait l'objet de plusieurs études parmi lesquelles nous avons celle de Bassot qui la divise en deux (02) Super groupes disposés en bandes allongées NNE (Bassot, 1963, 1966, 1987 dans Ngom, 1995) :

- Le Super groupe de Mako situé à l'ouest et à dominante de coulées volcaniques basiques associées à des termes plutoniques et hypo-volcaniques ;
- Le Super groupe de Dialé-Daléma à l'Est à dominante sédimentaire avec des formations détritiques et silico-carbonatées recoupées par un magmatisme acide.

Ces deux (02) super groupes ont subi un plutonisme assez conséquent avec notamment le batholite de Kakadian intrudant la série de Mako et le batholite de Saraya intrudant celle de Dialé-Daléma.

L'évolution tectonique de la boutonnière de Kédougou-Kéniéba a fait l'objet d'une subdivision en trois épisodes de déformation notés "D" (Milési et al. 1989, Ledru et al 1989, dans Diène 2012) :

- La D1, tangentielle, qui a consisté en une collision entre les terrains archéens et les domaines Protérozoïque ;
- La D2 qui a consisté en une déformation transcurrente le long d'un réseau de failles ductiles cisailantes ;
- La D3 également transcurrente.

Une faille ductile majeure, la "Main Transcurrent Zone" (MTZ) sépare le Super groupe de Mako de celui de Dialé-Daléma. Un autre accident majeur constitue la limite Est du Super groupe de Dialé Daléma; il s'agit de la faille Sénégal-Malienne.

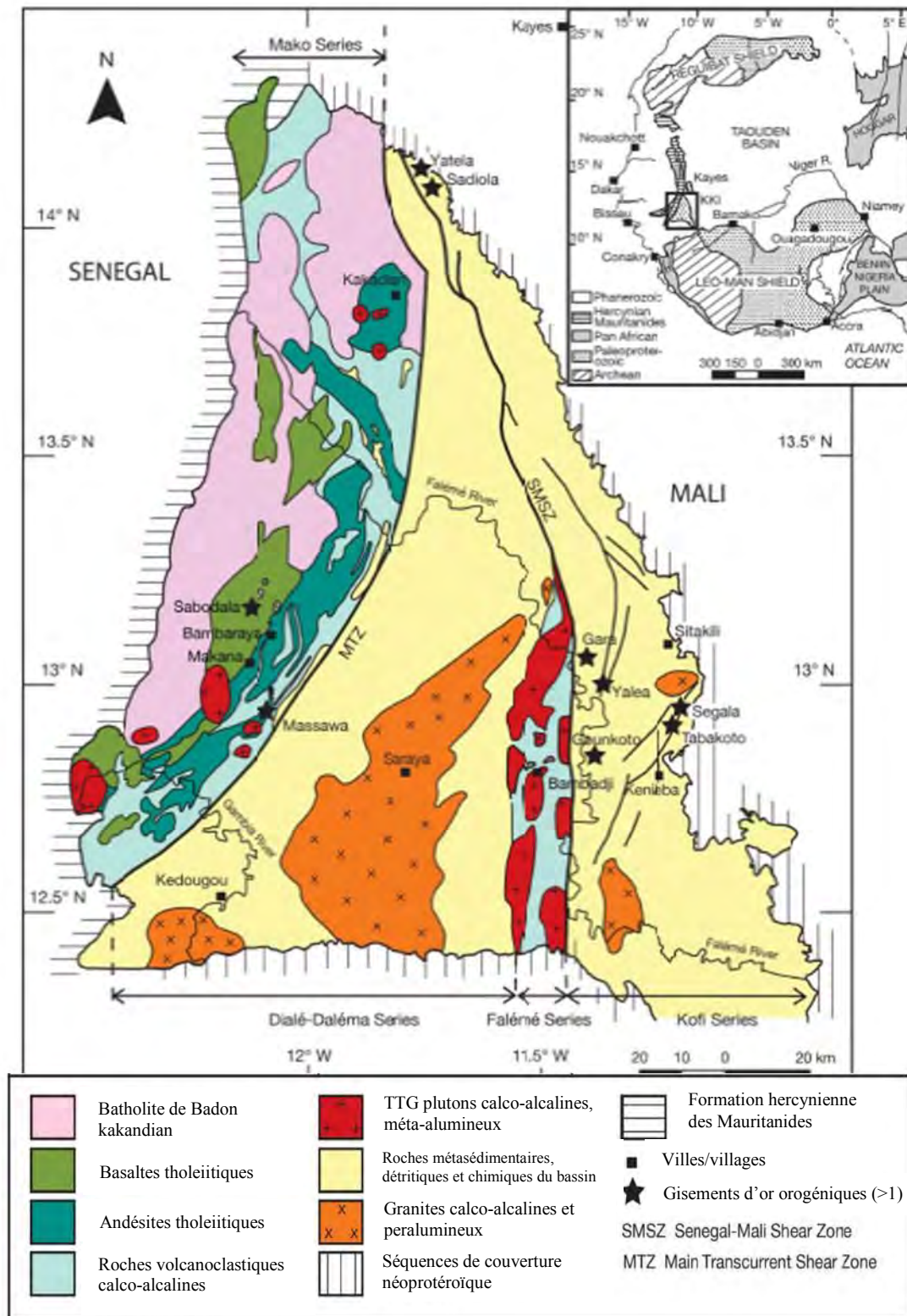


Figure 4 : carte géologique synthétique de la boutonnière de Kédougou-Kéniéba (Lawrence et al, 2013 dans Robertson et Peters 2016)

1.3.2.1 Le super groupe de Dialé-Daléma

Le bassin de Dialé-Daléma à dominante sédimentaire est constitué d'importantes formations détritiques et silico-carbonatées. Ces formations sont recoupées par un magmatisme intermédiaire à acide très développé (Bassot, 1966 ; 1987).

Le bassin de Dialé-Daléma est composé de deux groupes :

- le groupe inférieur de 2000 m de puissance est formé de métasédiments détritiques épicontinentaux à intercalations carbonatées. A la fin de ce dépôt, s'est mis en place le complexe volcano-plutonique calco-alcalin de la Daléma.
- Le groupe supérieur de 8000 m à 10000 m de puissance, est composé de grès, de grauweekes et de pélites avec des épicastiques de nature basaltique ou granitique.

Dans la caractérisation des ensembles lithologiques de la zone, Ndiaye (1994), met en évidence deux ensembles lithologiques :

- un ensemble métasédimentaire et métavolcanosédimentaire comprenant des quartzites, cipolins, grès, conglomérats et tufs épicastiques, qui constitue la base de la série;
- un ensemble magmatique qui s'est mis en place dans le premier et constitué d'une association de complexes de roches volcaniques (trachyandésites, rhyodacites) avec des volcanoclastites ; des roches hypovolcaniques (microdiorites, microgranodiorites et albitites) et de roches plutoniques (granodiorites et granites).

1.3.2.2 Le super groupe de Mako

La ceinture volcanique de Mako, séparée du bassin Dialé-Daléma par la MTZ (Main Transcurrent Zone ou faille transcurrente principale), occupe la partie occidentale de la boutonnière. Elle est constituée par d'importantes coulées volcaniques bimodales (dominées par des méta-basaltes tholéitiques) associées à des plutonites et hypovolcanites. Cette unité lithologique est interstratifiée avec un ensemble volcano-détritique et sédimentaire largement dominant sur la bordure orientale du super-groupe (Figure 4). Elle est également recoupée à l'ouest par le batholite syntectonique de Kakadian, de composition hétérogène et daté à $2199 \pm 68\text{Ma}$ (Bassot et Caen Vachette, 1984).

Plusieurs travaux géologiques ont été réalisés dans le super-groupe de Mako :

- la mission sénégal – soviétique (1972 – 1973) a mis en évidence une séquence volcanosédimentaire subdivisée en trois groupes litho-structuraux qui débutent par :
- le groupe de Ouassa où prédominent des sills de basaltes à amphibole, des dykes de gabbros, de diabases avec localement des andésites ;
- le groupe de Bérôla, est constitué de formations volcaniques et volcano-sédimentaires avec de rares roches acides comprenant des grès, des schistes tuffacés; des diabases et
- le groupe de Khossanto composé de séricito-schistes et de chlorito-schistes alternant avec de grès quartzo-feldspathiques et de grès tuffacés.
- Débat et al. (1982) ont mis en évidence dans la partie méridionale une série magmatique atectonique représentée par un ensemble dioritique à gabbroïque non déformé, non métamorphisé et discordant sur la schistosité régionale.
- Ngom (1985, 1989, 1995) a mis en évidence dans les parties centrale et méridionale, un volcanisme basique représenté par de faibles venues de metabasaltes à spinifex, de puissantes coulées de metabasaltes en pillow et de metabasaltes massifs associées à des volcanoclastes basiques surmontés par des sédiments siliceux ou carbonatés en lentilles de faible extension. Il est recoupé par des massifs de gabbros différenciés, de métadolérites et par un magmatisme basique à ultrabasique montrant des liens comagmatiques avec les metabasaltes. Un important volcanisme acide à intermédiaire

est interstratifié avec des grauwackes, des conglomérats, des pélites gréseuses et des schistes pélitiques marquent le sommet du super-groupe de Mako.

Dans le secteur aurifère de Sabodala, Ngom (1985, 1989, 1995) distingue :

- un ensemble inférieur-métamorphisé dans le faciès schiste vert qui est constitué d'une succession monotone de coulées de metabasites d'affinité tholéitiques à tendance komatiitique dont les termes les plus évolués seraient les métadolérites et les métagabbros associées à des pyroclastites et de métasédiments détritiques, siliceux ou carbonatés et ;
 - un ensemble supérieur peu ou pas métamorphisé, représenté essentiellement par des laves acides, intermédiaires, des plutonites gabbroïques et granodioritiques.
- Dia (1988) et Dia et al. (1997) ont reconstitué dans la partie septentrionale du super-groupe de Mako une succession litho-stratigraphique (**Figure 5**). Celle-ci est composée de bas en haut :
- des metabasites massifs passant à des metabasites en pillow qui sont associées à des complexes plutoniques gabbro-dioritique ;
 - des pyroclastites qui deviennent prédominantes vers le sommet de la pile qui est pratiquement dépourvue de métasédiments francs. Cet ensemble volcano-plutonique est recoupé par des complexes plutoniques calco-alcalins lités de Sandikounda et granodioritiques de Laminia-Kaourou.
- Dioh et al. (1990), Dioh (1995) et Diallo (1994) ont mis en évidence dans la partie septentrionale des coulées de metabasites en pillow. Celles-ci sont comparables à celles observées au centre et au sud du super-groupe et des volcano-sédiments à tendance andésitique. Elles sont recoupées par les granites de Kaourou et de Laminia.
- Guéye et al. ont distingué des épisodes volcaniques et des phases de déformation associées à quatre générations de granitisation. A l'échelle de la boutonnière, ils ont mis en évidence une étroite association spatiale entre les granitoïdes éburnéens et les shear zones. Cela suggère un lien génétique entre le magmatisme et les déformations (shear zones).

Les données géochronologiques et les études de terrain ont permis de distinguer quatre groupes de granites :

- Le groupe I est constitué du granite de Badon et les gneiss tonalitiques de Tonkouto (2200 – 2198 Ma) qui ont enregistré la phase éburnéenne précoce. Les gneiss ont enregistrés la déformation la plus précoce comparativement aux autres tonalites ;
- le groupe II regroupe le complexe plutonique lité et les granites de Laminia – Kaourou (2160 – 2130 Ma). Ils sont relativement précoces et contemporains à la phase majeure éburnéenne qui est associée aux mouvements de convergence éburnéens ;
- le groupe III correspond aux plutons granitiques de Diombalou et de Bouroumbourou. Ils sont orientés parallèlement à la schistosité régionale. Cette orientation indique le contrôle structural de l'emplacement des granites et ;
- le groupe IV est composé des granites de Mamakhono, de Tinkoto, de Saraya et les leucogranites à grenat (2100 – 2070 Ma) qui marque la fin de l'événement éburnéen.

- Cissokho (2010) distingue dans la partie méridionale du super-groupe de Mako, deux types de volcanisme. Ils se présentent de la base au sommet comme suit:
- un volcanisme sous – marin représenté par de puissantes coulées de metabasaltes en pillow. Celles-ci sont interstratifiées avec des niveaux de quartzites d'aspect jaspéroïde associés à des massifs de métagabbros et de péridotites ;
 - un volcanisme basique - intermédiaire - acide composé de metabasaltes à structure massive d'aspect amygdalaire, de méta-andésites, de métarhyodacites et d'abondantes pyroclastites associés à des métasédiments volcanodétritiques. Il est recoupé par des granitoïdes syn à post tectoniques et des filons felsiques.

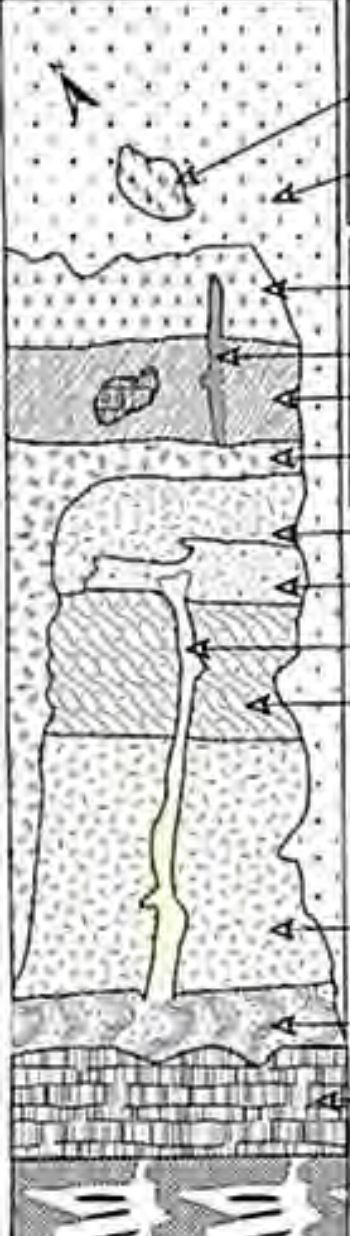
Lithologie	Pétrographie	Groupe
	adamélites monzogranites granodiorites	Complexe plutonique de Laminia- Kaourou
	tonalites, trondhjémites hornblendites, diorites gabbros lités wherlites, pyroxénites	Complexe plutonique lité de Sandikounda
	basaltes felsiques massifs volcanosédiments microdiorites basaltes en coussins basaltes mafiques massifs	Complexe volcano- plutonique de Mako
	gneiss amphibolites ? ? ?	Complexe amphibolo- gneissique de Sandikounda

Figure 5 : Colonne litho-stratigraphique du Super groupe de Mako (Dia et al. 1997)

2 Présentation de la concession minière de Sabodala

Les coordonnées du centre de la concession minière de Sabodala sont 13° 11' 5" N et 12° 6' 45" W. Sa superficie est de 245 km² (figure 6).

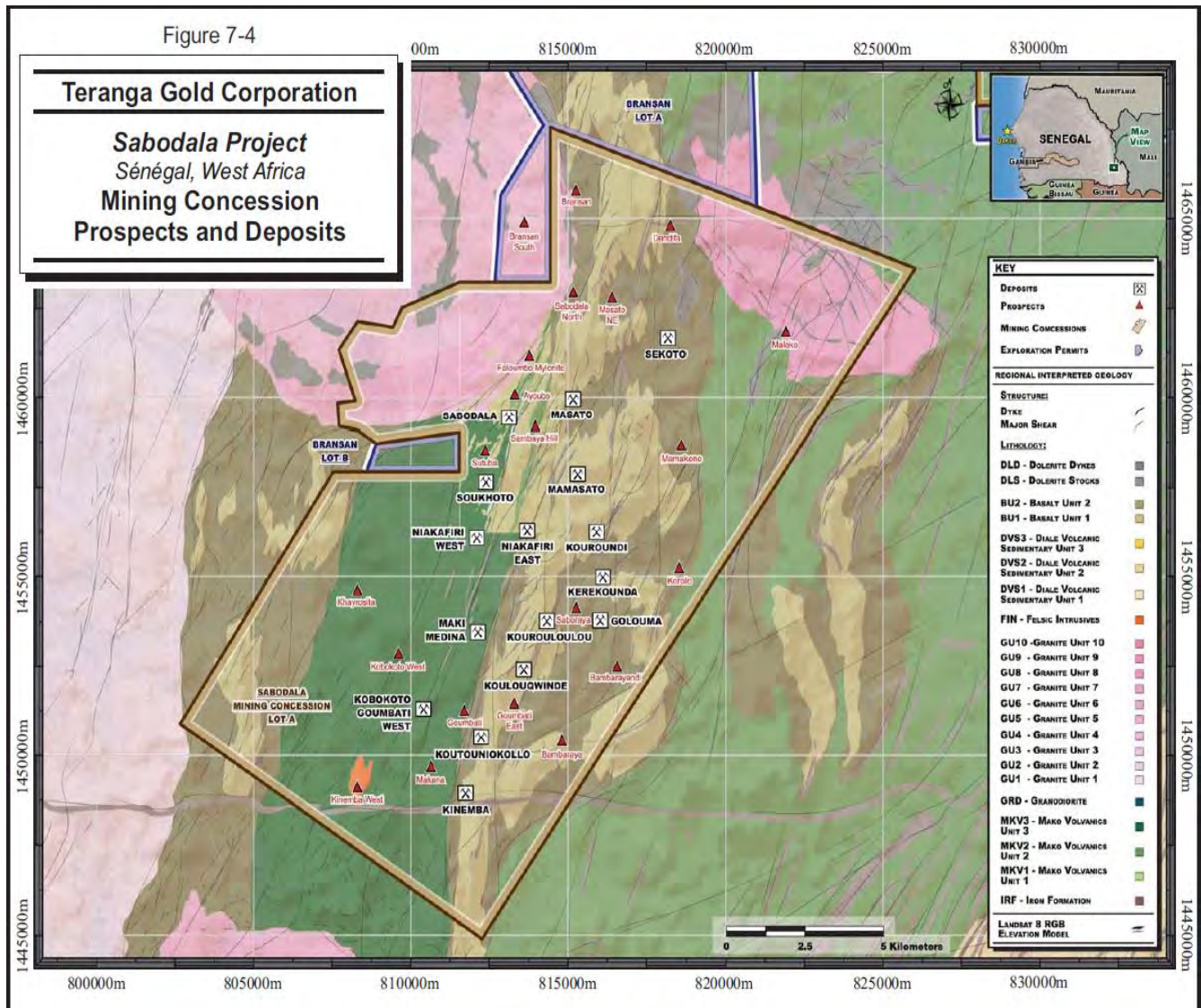


Figure 6 : carte de situation de la concession minière de Sabodala

2.1 Caractères lithologiques et structuraux de la concession

2.1.1 Caractères lithologiques

La concession minière de Sabodala repose essentiellement sur des roches volcaniques mafiques et des intrusions de roches mafiques subvolcaniques du super-groupe de Mako. Ces roches sont interstratifiées par des unités ultramafiques ayant subi une altération à des degrés variables. Des intrusions granitiques se manifestent dans le nord-ouest de la concession, et des dykes mafiques à felsiques pénètrent la succession. Cette dernière est affectée par un faible degré de métamorphisme (Figure 7).

Les roches volcaniques mafiques sont les principales unités de la succession. On note également des horizons intercalés dont le plus important est celui à chert désigné comme

mylonite (Painter, 2005). Cet horizon traverse le gisement de Sabodala et peut être visible au nord-est et dans les parties centrales du secteur sous forme d'une série d'affleurements résistants à l'altération. D'autres unités intercalées dans l'empilement des coulées volcaniques telles que des horizons étroits d'argilite-siltite carboné (graphitique), auraient accéléré le processus de cisaillement. Des roches ultramafiques sont présentes dans toute la stratigraphie. Elles ont subi à des degrés divers et de manière intense les effets d'altération hydrothermale. Les zones de roches ultramafiques carbonées et altérées apparaissent surtout de façon marquée en bordure des zones de cisaillement dans les directions de Niakafiri et Masato, où elles renferment souvent une minéralisation aurifère.

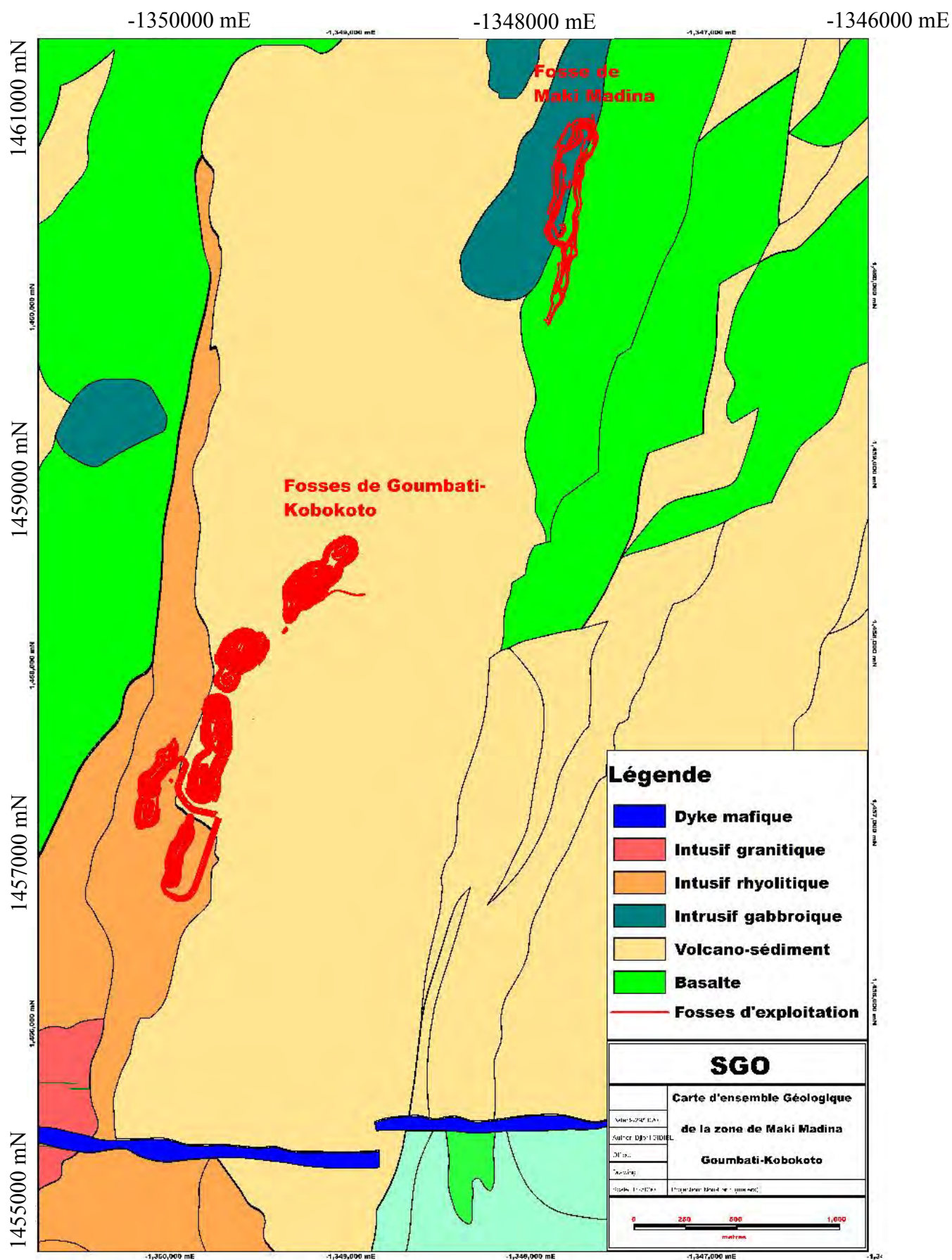


Figure 7 : Portion de la carte géologique de la concession minière de Sabodala contenant Maki Madina

2.1.2 *Caractères structuraux*

L'évolution structurale de la phase éburnéenne est interprétée par différents auteurs comme étant monocyclique (Leube et al, 1990; Abouchami et al, 1990) ou polycyclique (Feybesse et al, 1989, 1990; Ledru et al, 1991; Milési et al, 1991 ; 1992) favorisant le développement de :

- foliations régionales aux environs de 2.1Ga associées à un métamorphisme de faciès schiste vert et attribué à la **D1** (Collision) ;
- Structures superposées liées aux zones de cisaillement régionales senestre et dextre (phases transcurrentes **D2** et **D3**). La phase D2 intervient autour de 2096 Ma (Feybesse et al., 1989). Elle est responsable de la formation de plis d'extension régionale et d'une première génération de décrochement N - S à NE - SW, sénestres (Bassot et Dommanget, 1986; Pons et al., 1992) et chevauchant en certains endroits comme au Ghana (Milési et al., 1989). La phase D3 intervient autour de 2073 Ma. Ces manifestations ont été retrouvées en Guinée, dans le Sud du Mali, en Côte d'Ivoire (Feybesse et al., 1989) et aux confins du Ghana et de la Côte d'Ivoire (Ledru et al., 1988). Elle est coaxiale et se marque par une schistosité de crénulation subverticale S3 N50° à N70° et par des plis droits P3.

La plupart des minéralisations aurifères du Birimien semble être associée à la déformation **D2** qui est liée à la transition entre la phase tectonique compressive et le mouvement de décrochement mis en évidence par Feybesse et al. (2006).

Dans la concession de Sabodala, la carte aéromagnétique (**Figure 8**) réalisée par Oromin en 2005 dans le cadre des études géophysiques aéroportée (magnétique et radiométrique) de haute précision atteste la présence de quatre principales zones de cisaillement cartographiées par Husson et al. (1987).

Cette étude a couvert l'acquisition de données sur plus de 6.000 km linéaire par une série de survols d'azimut 160 avec des interlignes de 50 mètres.

Les premiers résultats de la géophysique aéroportée (magnétique et radiométrique) semblent fournir des informations géologiques importantes en rapport avec la stratigraphie et surtout la structure qui oriente la minéralisation à Sabodala. Ces résultats seront d'une grande utilité pour l'orientation à donner aux futures activités de recherche vers la définition des zones de priorité pour les travaux de forage.

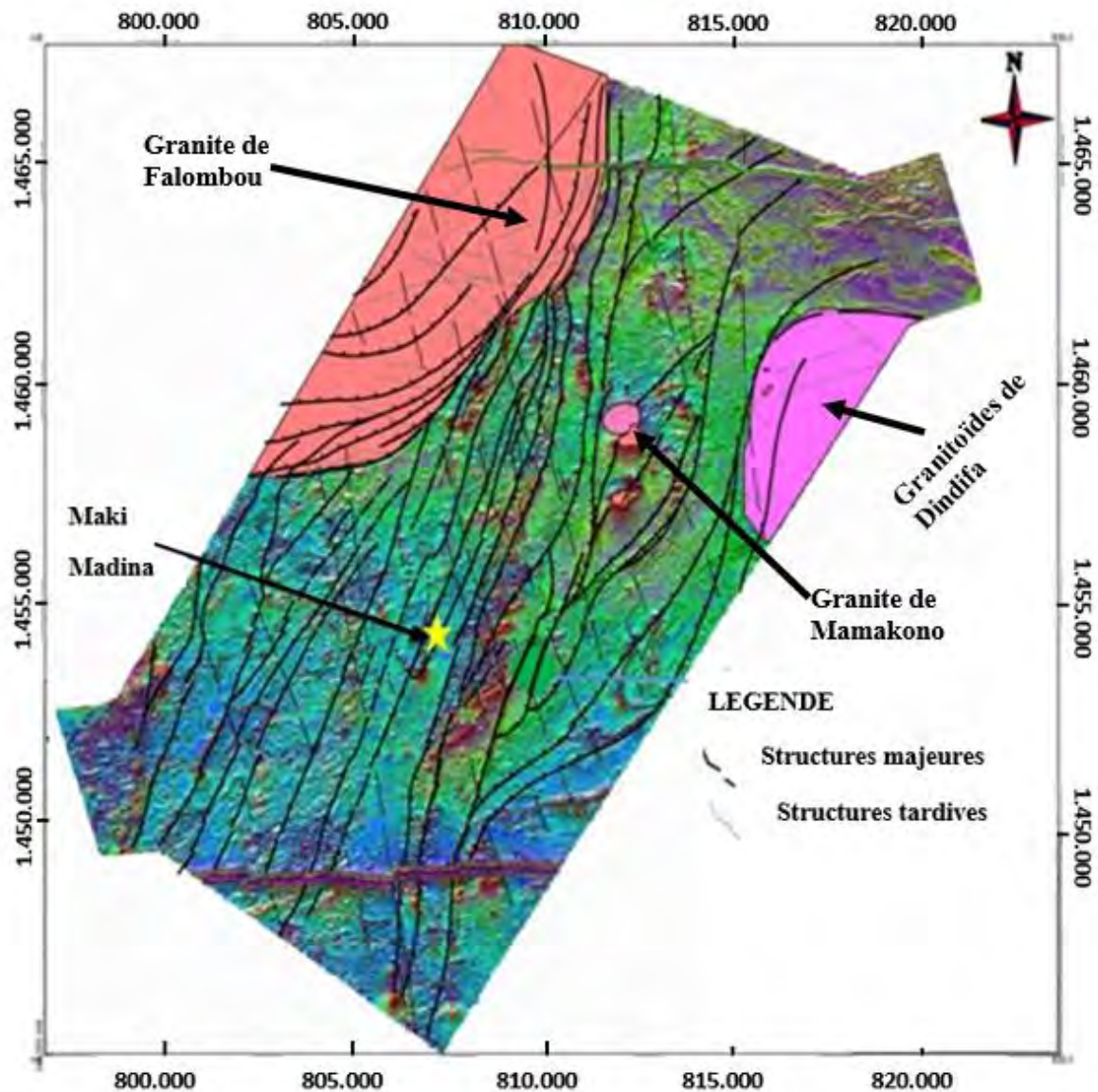


Figure 8 : Carte structurale de la concession minière de Sabodala

2.2 Estimation des réserves

Une estimation des réserves minérales à ciel ouvert et souterraines a été effectuée pour les gisements de Sabodala, Gora, Niakafiri Main, Masato, Golouma Ouest, Golouma Sud, Kérékounda, Maki Madina, Goumbati-Kobokoto, Niakafiri Est et Niakafiri Ouest. Les résultats sont consignés dans le **Tableau 1**.

Gisements	Prouvées			Probables			Prouvées et Probables		
	Tonnes (Mt)	Teneur (g/t)	Au (Moz)	Tonnes (Mt)	Teneur (g/t)	Au (Moz)	Tonnes (Mt)	Teneur (g/t)	Au (Moz)
Sabodala	1,88	1,64	0,10	2,75	1,41	0,12	4,63	1,50	0,22
Masato				17,77	1,13	0,64	17,77	1,13	0,64
Golouma West				2,10	2,01	0,14	2,10	2,01	0,14
Maki Madina				0,84	1,19	0,03	0,84	1,19	0,03
Niakafiri East	4,49	1,34	0,19	9,43	1,14	0,34	13,92	1,20	0,54
Niakafiri West				1,13	1,10	0,04	1,13	1,10	0,04
Goumbati West/Kobokoto				1,39	1,33	0,06	1,39	1,33	0,06
Stockpiles	7,22	0,73	0,17				7,22	0,73	0,17
Total Fosses en exploitation et Minerais stockés	13,59	1,06	0,46	35,40	1,21	1,38	48,99	1,17	1,84
Golouma West 1 (Mine souterraine)				0,62	6,07	0,12	0,62	6,07	0,12
Golouma West 2 (Mine souterraine)				0,45	4,39	0,06	0,45	4,39	0,06
Golouma South (Mine souterraine)				0,47	4,28	0,06	0,47	4,28	0,06
Kerekounda (Mine souterraine)				0,61	4,95	0,10	0,61	4,95	0,10
Total en Mine souterraine				2,15	5,01	0,35	2,15	5,01	0,35
Total Concession de Sabodala	13,59	1,06	0,46	37,55	1,43	1,73	51,14	1,33	2,19

Tableau 1 : Réserves estimées des différentes mines à ciel ouvert et des mines souterraines (Teranga Gold Corporation).

3 Description de l'usine de traitement

3.1 Description générale

L'usine de traitement de Sabodala est conçue pour traiter 4,0 Mt / an de minerais à une teneur en or allant jusqu'à 2,0 g / t avec une disponibilité de l'usine de 95 %. Le débit d'alimentation de conception instantané est de 481 t / h de minerai (**figure 9**).

L'usine de traitement du minerai d'or comprend des installations de concassage, de broyage, lixiviation au cyanure (CIL) et d'élimination des résidus. Les installations de récupération d'or comprennent le lavage à l'acide, le décapage du carbone, la récupération de l'or par électrolyse, la fusion et la régénération du carbone.

3.2 Concassage, stockage et récupération

Le circuit de concassage primaire comprend un concasseur à mâchoires qui assure l'alimentation requise pour le broyage semi-autogène (SAG). Le concassage primaire est alimenté en minerai par des camions de transport à benne arrière et des chargeurs frontaux. La livraison du minerai à partir de la mine s'effectue en continu. Les installations de concassage et de transport sont dimensionnées pour une augmentation possible de la capacité de l'usine.

Un système de convoyage à bande achemine le minerai concassé vers le tamis à deux étages qui sépare les fractions grossières et fines du stock. Les dimensions intermédiaires comprises entre 150 et 38 mm sont envoyées au concasseur secondaire où elles sont concassées à nouveau. Les produits du concasseur secondaire sont acheminés vers le stock de minerai concassé secondaire.

Le système de récupération comprend un seul distributeur à tablier et deux distributeurs vibrants, situés sous chacun des deux stocks.

3.3 Broyage et classification

Le minerai est broyé en deux étapes pour obtenir un produit adapté au procédé CIL. La première étape est assurée par un broyeur semi-autogène de 7,3 m. x 4,3 m. Les éléments de broyage dans le broyeur SAG est composé de billes d'acier de 125 mm de diamètre (billes de même taille). Les cailloux surdimensionnés extraits du broyeur SAG sont retirés par tamis, broyés par un concasseur à cailloux de 200 kW, puis retournés à l'alimentation du broyeur SAG. Les tamis de décharge sous-dimensionnés du broyeur SAG sont transférés vers deux broyeurs à boulets pour le broyage secondaire.

La deuxième étape de broyage est assurée par deux broyeurs à billes de 5,5 m. x 7,85 m. Les éléments de broyage dans les broyeurs à billes sont constitués de billes d'acier de 70 mm de diamètre. Les deux broyeurs à boulets sont en parallèle et fonctionnent en circuit fermé avec deux groupes de cyclones. Le broyeur à boulets 01 fonctionne en boucle fermée avec le groupe de cyclones principal composé de seize cyclones de 400 mm de diamètre; tandis que le broyeur à boulets 02 fonctionne en boucle fermée avec le groupe de cyclones secondaires composé de seize cyclones de 250 mm de diamètre.

La sousverse (« underflow ») des cyclones secondaires retourne dans le broyeur 02 pour un autre broyage. Les particules des surverses des deux groupes de cyclones vont passer à travers des tamis vibrants appelés « vibrating trash screens ». Ces tamis vibrants sont des appareils de criblage qui ont pour rôle de retenir toute la matière sale avant que la pulpe ne soit envoyée au niveau de la trémie qui alimentera les tanks de lixiviation.

3.4 Lixiviation et adsorption

La boue de débordement de cyclone filtrée alimente le circuit de lixiviation. Le circuit de lixiviation se compose de trois réservoirs de lixiviation et de neuf étapes d'adsorption de lixiviation / carbone. Le temps de rétention de la lixiviation est d'environ 24 heures.

De la chaux est ajouté au circuit de broyage pour élever le pH à 10, correspondant à l'alcalinité requise pour une cyanuration ultérieure. Du cyanure de sodium est également ajouté au premier réservoir de lixiviation à 0,3 kg / t, pour une lixiviation efficace de l'or. Tous les réservoirs sont aspergés d'air à basse pression pour assurer suffisamment d'oxygène pour la dissolution de l'or contenu.

Du carbone granulaire à une concentration de 10 à 15 kg / m³ de suspension est maintenu dans la pâte pour absorber le complexe de cyanure d'or soluble.

Chaque étape du circuit d'adsorption se compose d'un réservoir agité mécaniquement équipé d'un écran de retenue de carbone cylindrique vertical balayé mécaniquement. Le lisier s'écoule d'un réservoir à l'autre, et le carbone est un contre-courant avancé en pompant en retour le lisier d'un réservoir à l'autre en amont.

Le lisier débordant du réservoir final est pompé vers le bassin de résidus pour élimination.

3.5 Récupération du carbone et lavage à l'acide

Le carbone chargé est récupéré du premier réservoir du circuit d'adsorption à l'aide de la pompe à charbon. Le carbone est tamisé et lavé avec de l'eau de traitement sur l'écran de charbon chargé. Le carbone propre, dimensionné et chargé se rapporte à la colonne de lavage à l'acide.

Un volume défini d'acide chlorhydrique concentré est ajouté à un débit contrôlé d'eau brute alimentant la colonne de lavage acide, pour atteindre une concentration de 3% HCl. On laisse ensuite tremper la colonne de lavage acide. Les salissures solubles dans l'acide (principalement le CaCO₃), qui se sont chargées sur le carbone, sont dissoutes par l'acide pendant le trempage.

Après trempage, le carbone est rincé avec 4 volumes de lit (bv) d'eau. La décharge de la colonne de lavage acide se rapporte au filtre du carbone. Le carbone rincé est transféré dans la colonne d'élution à l'aide d'eau.

3.6 Élu­tion

L'élution de Sabodala fonctionne en utilisant la méthode des laboratoires anglo-américains de recherche (AARL).

Tout d'abord, la colonne d'élution est amorcée avec une solution pompée à partir du réservoir de solution en bande. Des réactifs sont ajoutés à la solution, ceux-ci étant l'hydroxyde de sodium à 6%.

Ensuite, le carbone et la colonne sont préchauffés en pompant la solution de bande à travers l'échangeur de chaleur secondaire (côté froid), à travers l'échangeur de chaleur primaire (côté froid) et dans la colonne. Un appareil de chauffage au diesel chauffe l'huile qui est pompée vers l'échangeur de chaleur primaire (côté chaud) pour le chauffage indirect de la solution de bande. La solution quittant la colonne d'élution retourne dans le réservoir de solution en bande.

Ensuite, la pompe de solution de bande aspire la solution du réservoir d'éluât de démarrage. Le chauffage de la solution se poursuit. La solution quittant la colonne d'élution passe à travers l'échangeur de chaleur de récupération (côté chaud) et dans le réservoir d'éluât. Le réservoir d'éluât de départ contient initialement 3 volumes de lit (bv) d'éluât de faible qualité stocké à partir de l'élution précédente. Lorsque ce volume est épuisé, 2 bv d'eau du réservoir de solution de bandelette sont utilisés, l'éluât étant détourné vers le réservoir d'éluât. Cela donne un total de 5 bv d'éluât de qualité supérieure dans le réservoir d'éluât, prêt pour l'extraction électrolytique.

Après que les 5 premiers bv ont été dirigés vers le réservoir d'éluât, la décharge de la colonne d'élution est redirigée vers le réservoir d'éluât de départ. Les 3 bv suivants d'éluât (de qualité

inférieure) sont stockés dans le réservoir d'éluât de départ et utilisés lors de la prochaine élution. Le réchauffeur de solution s'arrête pendant cette étape et les derniers 1,5 bv refroidissent la colonne et le carbone.

Le carbone dépouillé est soit transféré vers l'écran de déshydratation du carbone stérile, soit en mode bypass, directement transféré vers le réservoir de trempe du carbone. Du réservoir de trempe, le carbone est transféré à nouveau au CIL.

3.7 Electroextraction

L'électroextraction est une opération par lots qui prend normalement 10 à 12 heures. Au cours de l'extraction électrolytique, la pompe d'éluât aspire l'éluât du réservoir d'éluât et alimente la cellule d'extraction électrolytique. L'éluât gravite de la cellule d'extraction électrolytique dans le réservoir de transfert d'éluât et est pompé vers le réservoir d'éluât par la pompe de transfert d'éluât.

Les cathodes chargées sont lavées à l'eau et l'or sous forme de boue est filtré pour éliminer l'excès d'eau. Les boues d'or sont récupérées sous forme de gâteau humide et placées dans des plateaux en acier inoxydable.

3.8 Fusion

Les cathodes sont nettoyées périodiquement en fonction de la qualité d'alimentation de l'extraction électrolytique. Le filtre à vide sous vide de boues d'or est utilisé pour déshydrater les boues résultantes qui sont collectées puis séchées dans l'étuve de séchage avant d'être mélangées aux flux et placées dans le four à barrage. La charge du four est chauffée à 1100 ° C et l'or fondu est versé dans des moules pour former des lingots d'or. La teneur en or fin des lingots est d'environ 90% et le reste est en argent et en métaux communs.

3.9 Épaississement et élimination des déchets

La boue de débordement de CIL 9 est dirigée vers le filtre du carbone. L'écran sous-dimensionné est dirigé vers deux épaississants de 23 m de diamètre. Du flocculant est ajouté pour aider à la décantation du lisier. Le trop-plein clarifié est collecté dans le laveur d'épaississant et réintroduit dans le procédé sous forme d'eau de traitement.

Les solides épaissis sont pompés via une pompe à résidus à deux étages vers le barrage de résidus. Il y a un ensemble de service et un ensemble de secours de pompes à résidus. Le lisier de résidus est pompé via l'une des deux lignes de résidus disponibles.

L'eau récupérée du barrage de résidus est pompée vers le barrage d'eau de traitement (process water) de l'usine de traitement pour alimenter à nouveau le circuit en eau.



4 Conclusion

La région Kédougou regorge d'importantes ressources minérales parmi lesquelles nous avons l'or. Cette exploitation aurifère a véritablement connu sa croissance en 2009 avec l'exploitation du gisement de Sabodala qui constitue la première mine d'or d'exploitation industrielle du pays.

Pour une meilleure exploitation de ces gisements aurifères, une bonne connaissance de la lithostructurale du secteur est incontournable.

***DEUXIEME PARTIE : ETUDE LITHOSTRUCTURALE DU
GISEMENT DE MAKI MADINA***

1 Synthèse des données antérieures du gisement de Maki Madina

Cette partie sera consacrée à l'ensemble des études lithostructurales antérieures faites sur ce gisement. Ces études ont été réalisées par OJVG et parmi elles, il y a les études géophysiques, les études de sub-surface avec des tranchées et les études en profondeur avec des sondages.

1.1 Les études géophysiques

L'interprétation des données aéromagnétiques réalisées par OJVG ainsi que des attributs magnétiques ont permis d'obtenir une répartition générale des unités lithologiques et structurales dans le secteur de Maki Madina (**figure 10**). Ces unités seraient associées à la mise en place de la minéralisation aurifère.

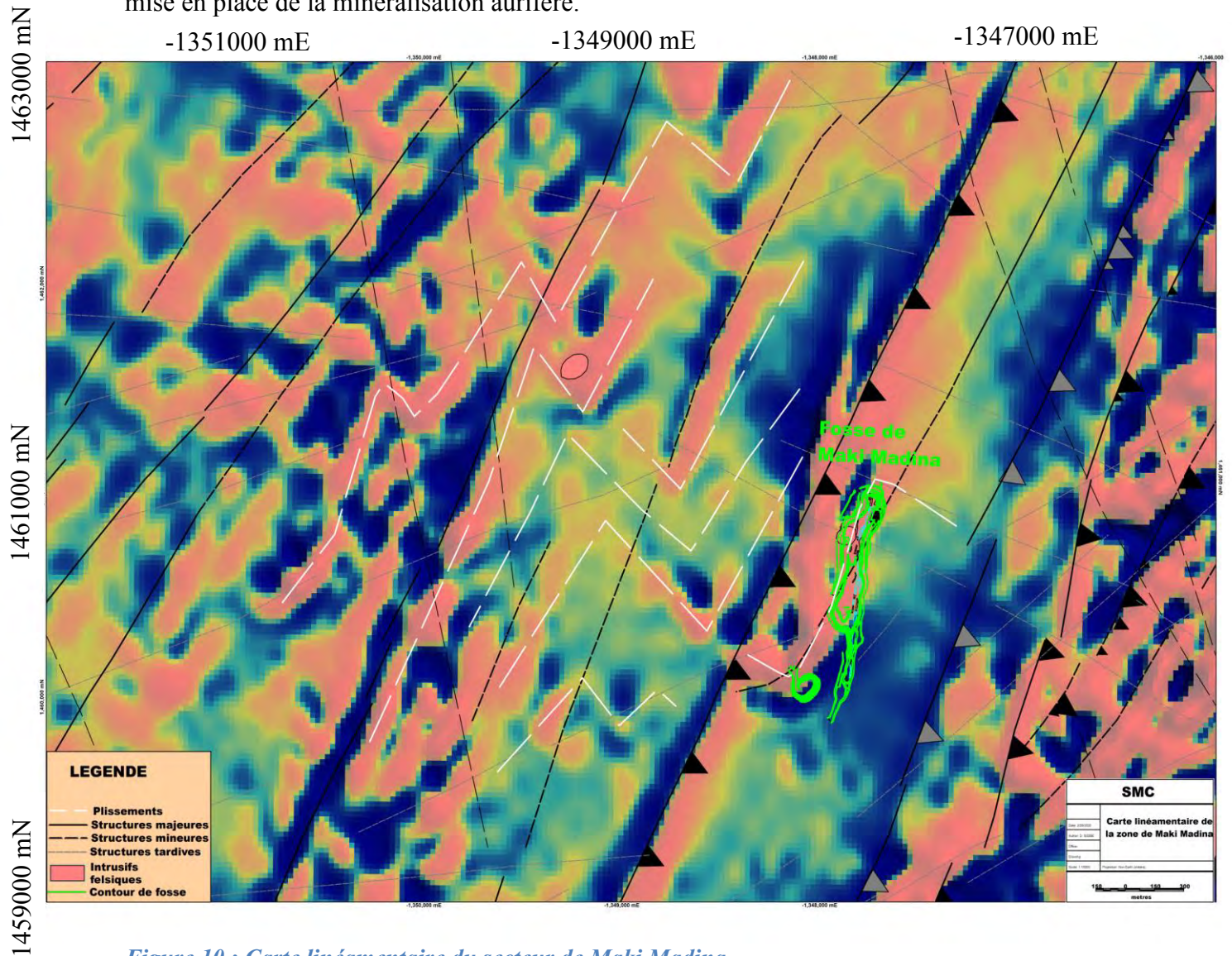


Figure 10 : Carte linéamentaire du secteur de Maki Madina

Sur le plan lithologique, l'interprétation détaillée de la carte linéamentaire montre deux réponses distinctes correspondant respectivement à :

- des zones de faible intensité de réponse magnétique (zones bleues) correspondant à des roches volcaniques mafiques qui ont subi d'intenses déformations (zones de cisaillement) ;

- des zones d'intense réponse magnétique (zones rouges) interprétées comme des roches massives qui n'ont pas subi d'importantes déformations.

Du point de vue structural, l'exploitation de la carte géophysique ci-dessus permet d'identifier dans le secteur les structures suivantes :

- des structures majeures (primaires) de directions NE-SW. Elles sont probablement causées par les intrusions granitiques de Falombou au Nord-Ouest et de Dendifa au Nord-Est ;
- des structures secondaires de directions NNE-SSW qui sont presque toutes connectées aux structures majeures. Certains de ces linéaments sont plissés (curvilignes). Ces structures sont caractéristiques d'une zone de cisaillement ;
- des structures mineures tardives NW-SE qui sont engendrées par d'autres événements tectoniques.

1.2 Les études de tranchées

Un nombre important de tranchées a été réalisé dans le secteur de Maki Madina et leur cartographie a permis de subdiviser le secteur en plusieurs zones (**figure 11 et 12**) :

❖ La zone A

Il s'agit de la principale structure de cisaillement qui s'étend sur 1,4 km. Les veines de quartz sont généralement parallèles et sont principalement orientées vers l'ouest. L'exception se produit principalement dans la tranchée TrX 107 où les veines sont orientées principalement vers le SE. Le long de la majeure partie de la structure, les cisaillements / fractures / structures associées présentent un fort pendage vers l'ouest, mais il existe des zones locales de pendage à l'est dans les tranchées 99 et 137.

❖ Zones B et C

Les zones B et C sont évidentes dans les carottes de sondages par une augmentation certaine de la densité des veines et du cisaillement. Les zones B et C semblent se resserrer au nord à cause du gabbro intrusif à l'ouest.

Lorsque la zone B est observée dans la tranchée 101, le cisaillement et les veines d'intérêt sont en fait dans l'intrusif lui-même.

Le cisaillement et les veines des zones B et C ont un pendage principalement vers l'ouest, à l'exception de :

- Le cisaillement dans le gabbro intrusif à l'extrémité ouest de la tranchée 100 qui est orienté vers l'est ;
- Les veines de quartz de la tranchée 102 orientées vers le sud-est ;
- Toutes les veines quartz « B » / « C » associées dans la tranchée TrX 137 avec un pendage de -30 à -60 vers le sud-est.

❖ Zones D

Cette zone semble s'aligner sur de nombreuses veines associées à l'intrusif felsique le long du flanc Est de la zone principale. Il semble être assez large.

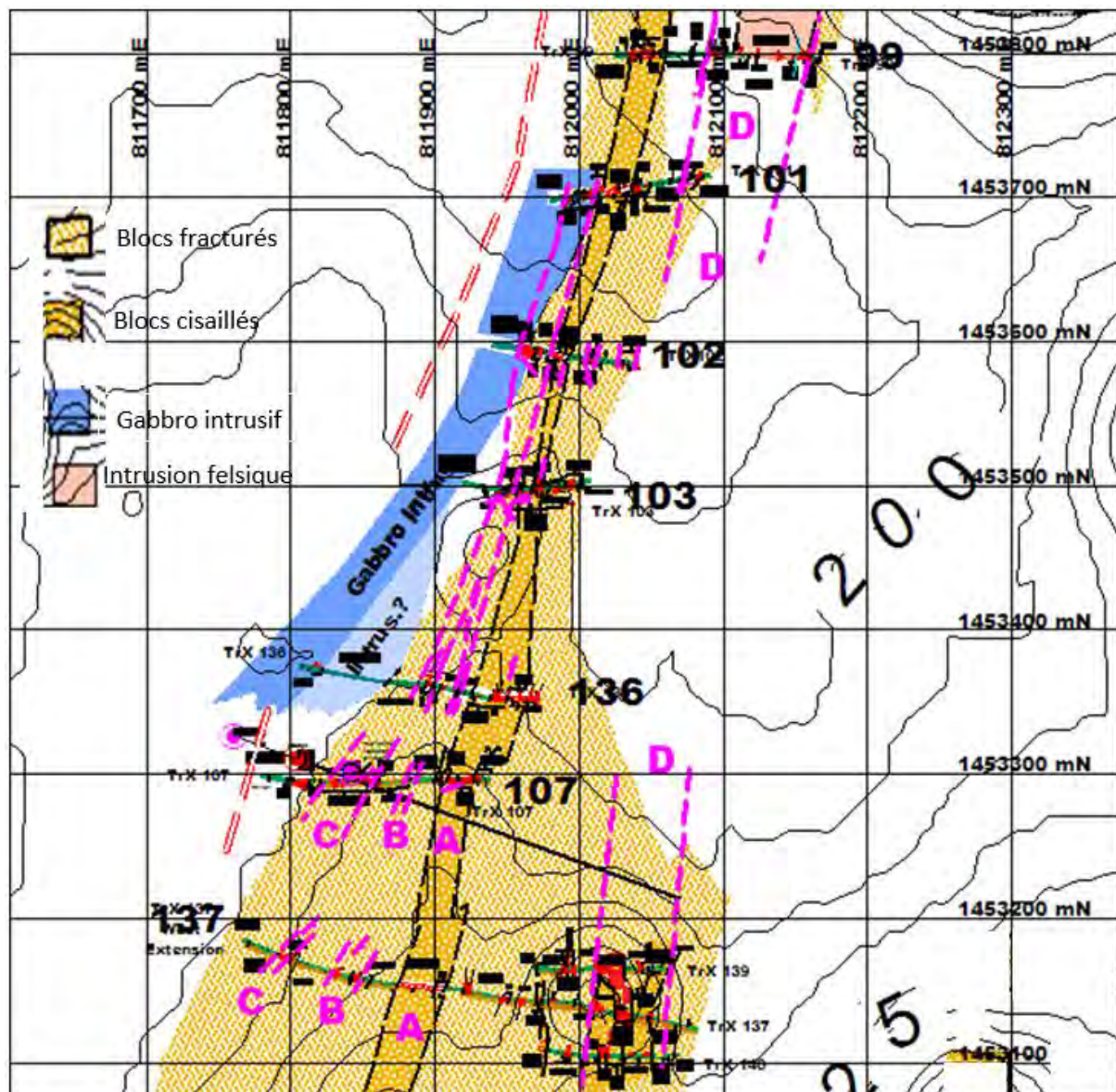


Figure 11 : Zones A, B, C et de Maki Madina

❖ Zones E, F et G

Les zones de cisaillement E, F, G sont intersectées dans la tranchée TrX 145 (voir la carte ci-dessous). La diminution de la taille des cisaillements et la quantité de veines laissent penser que la structure globale s'affaiblit lorsqu'on s'éloigne de la zone A.

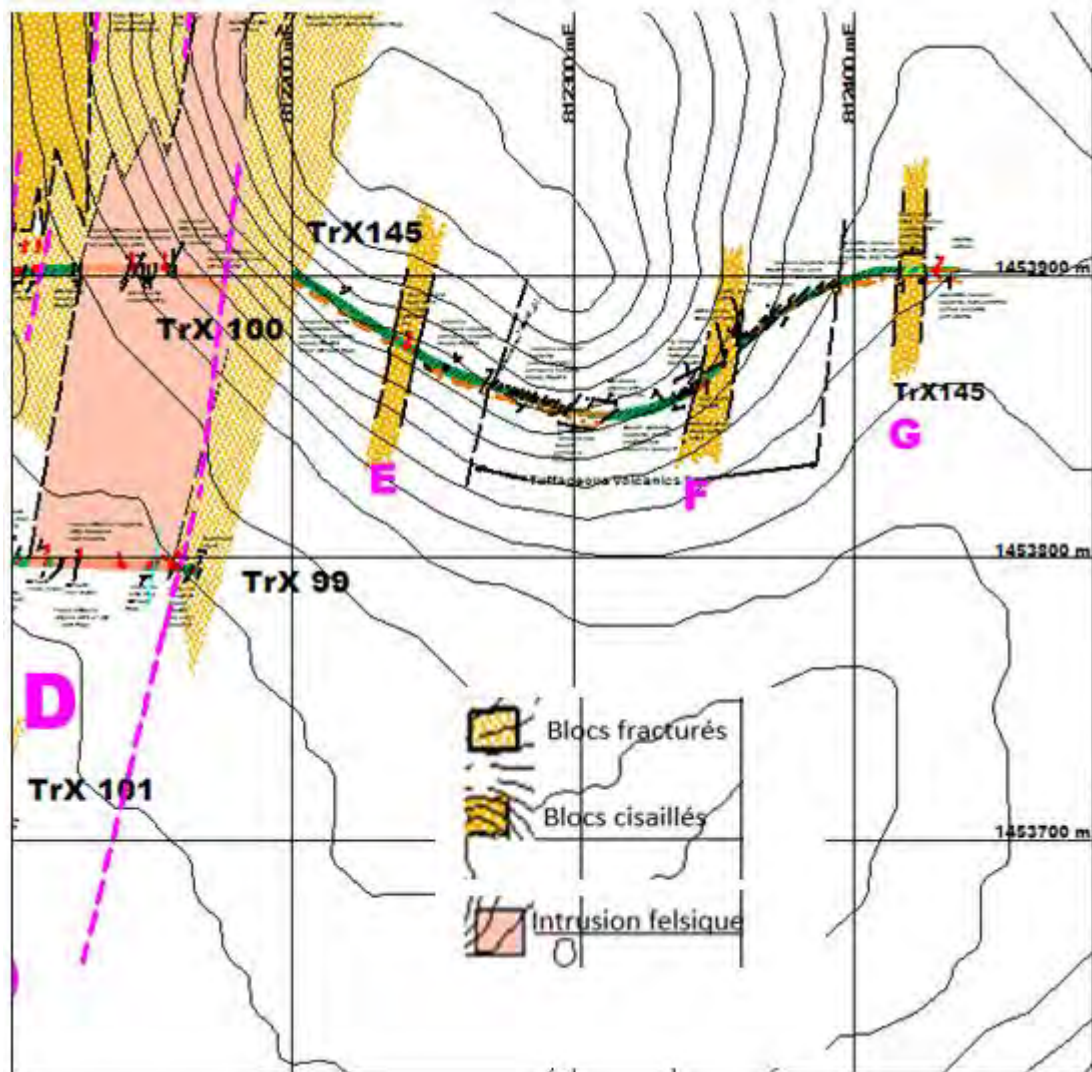


Figure 12 : Zones E, F et G de Maki Madina

1.3 Les études de sondage

OJVG a mené d'importantes campagnes de sondages carottés et destructifs RC (Reverse Circulation) dans le secteur (**Figure 13**). Ces trous de sondage ont été regroupés en sections dont nous présenterons quelques-unes. L'interprétation de ces sections nous mènera vers une interprétation lithostructurale qui permettra de mieux comprendre le contrôle de la minéralisation.

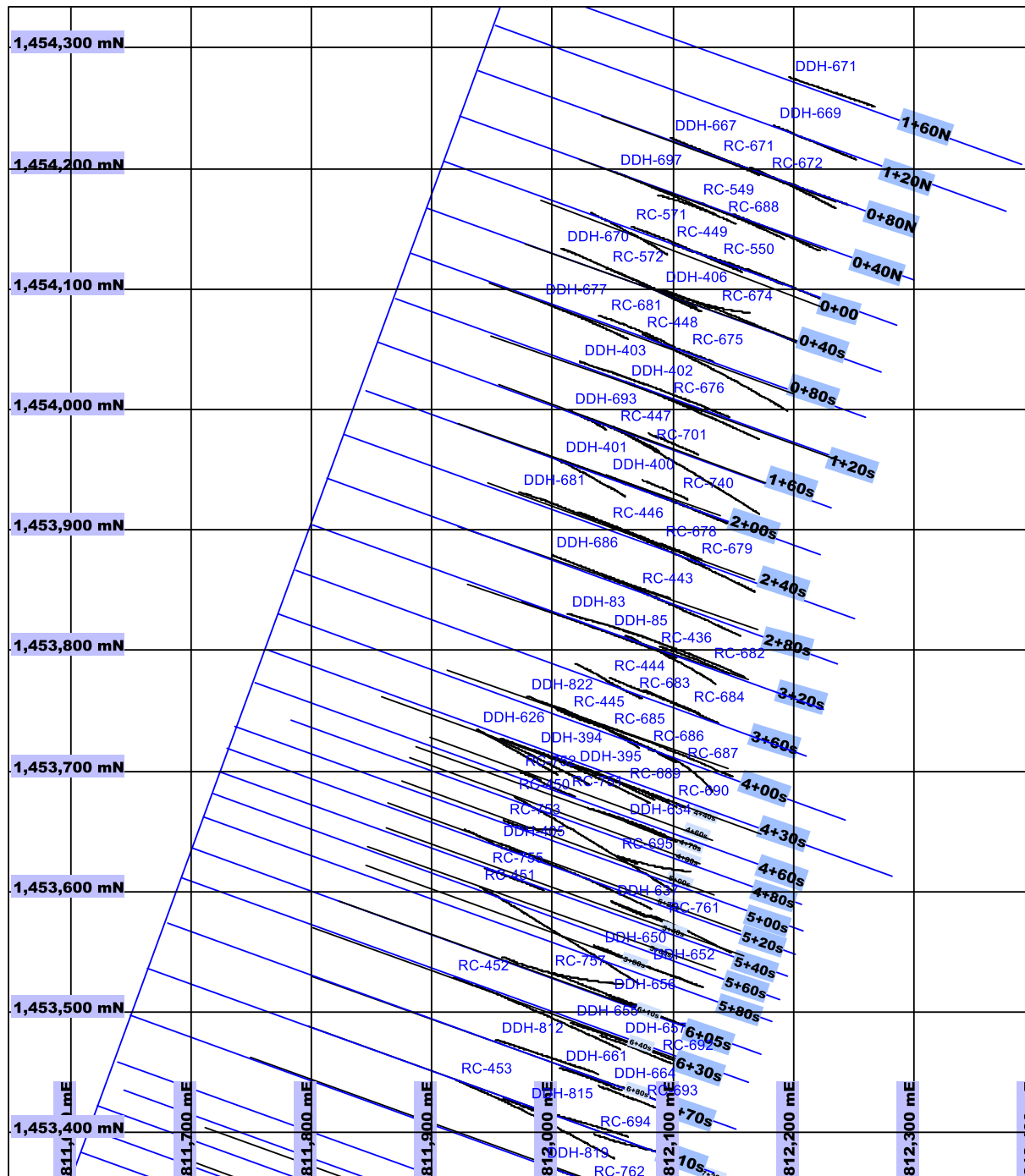


Figure 13: Ensemble des sections réalisées dans le secteur de Maki Madina

Dans cette partie, il sera présenté quelques sections des zones Nord, centrale et Sud du secteur.

➤ Section 2+00S de la partie Nord

Cette section (**figure 14**) montre que nous avons dans le secteur des gabbros, des intrusions mafiques et des zones cisailées et des zones altérées.

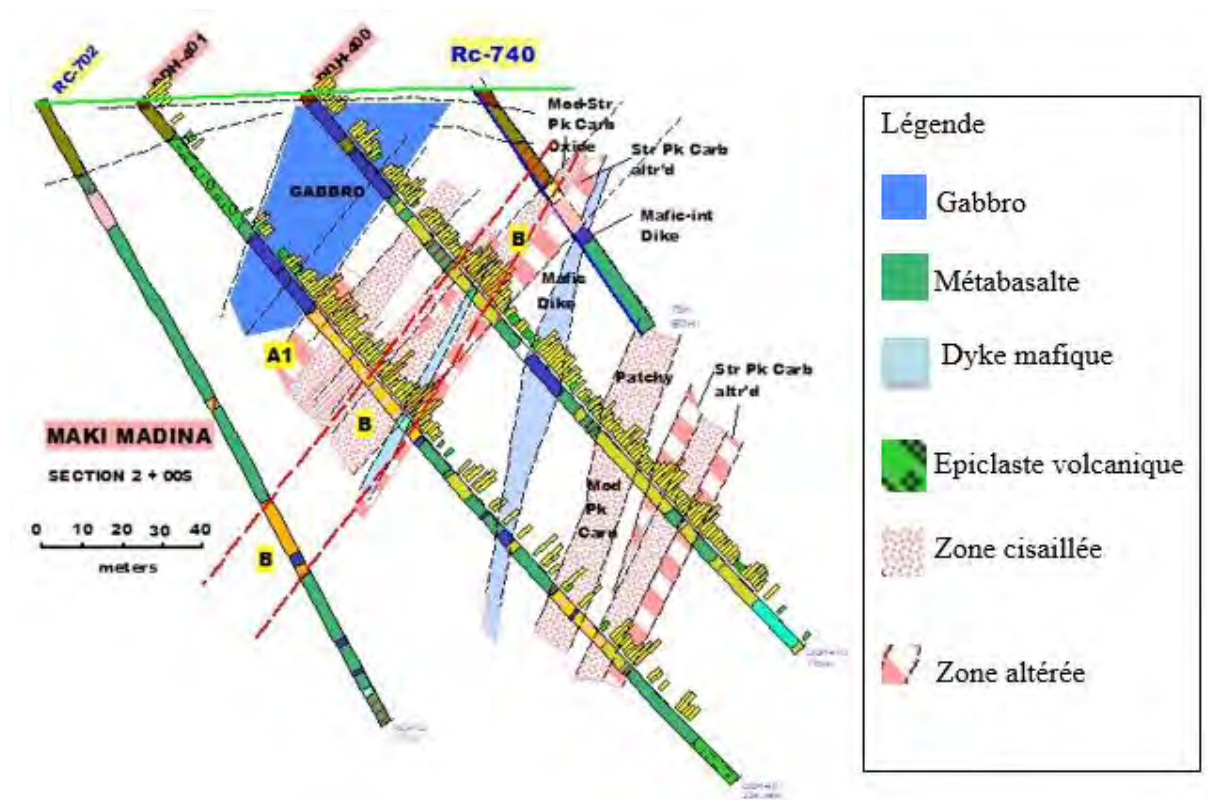


Figure 14 : section de 2+00

➤ **Section 4+40S de la partie centrale**

Sur cette section (**figure 15**), on a la même configuration que précédemment mais on voit l'apparition des épicles volcaniques, des intrusions felsiques (filons roses).

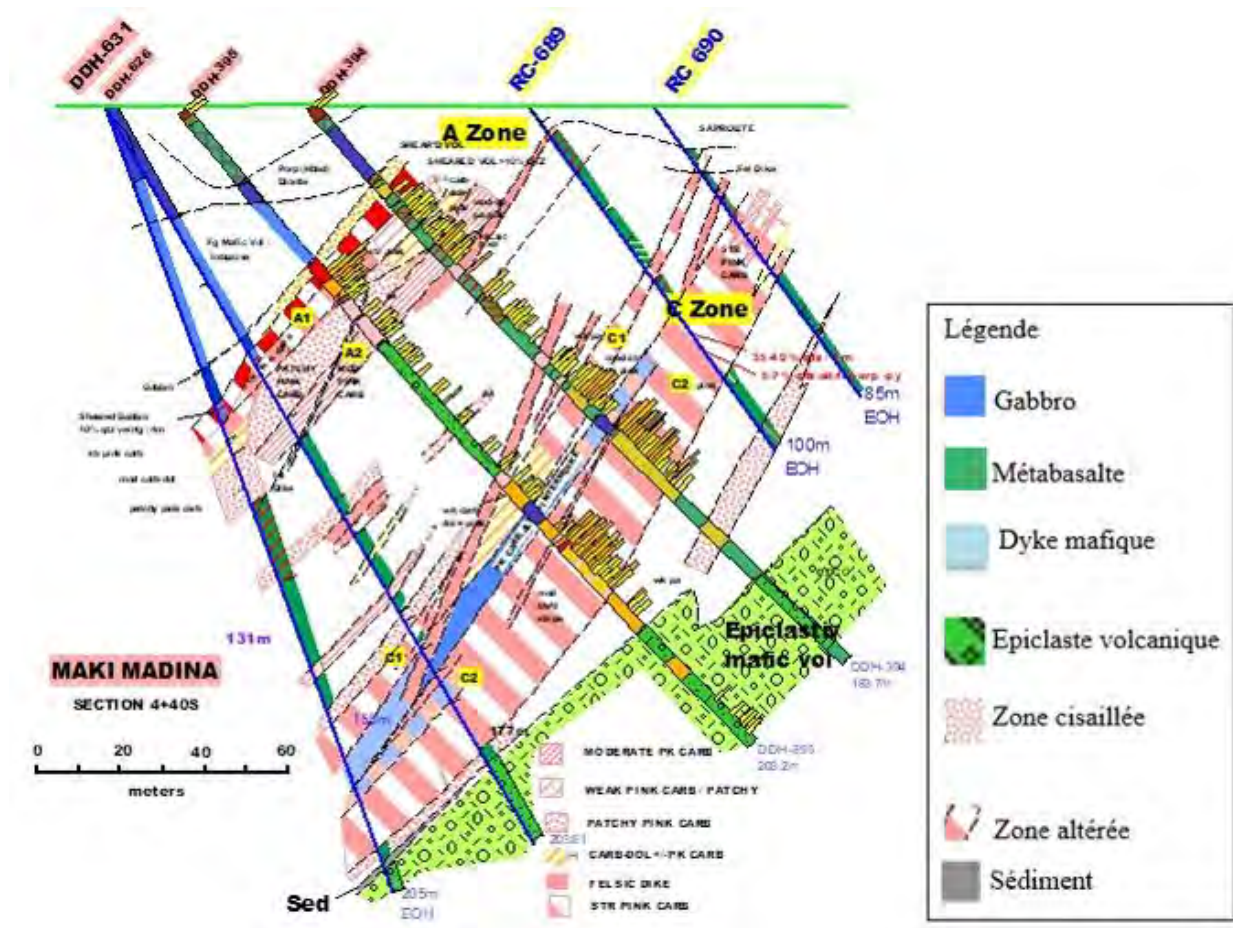


Figure 15 : section 4+40S

➤ **Section 11+50S de la partie Sud**

Cette section (**figure 16**) montre l'apparition des faciès sédimentaires qui sont bordés par des zones cisailées. La zone minéralisée (zone altérée) est portée dans la zone cisailée.

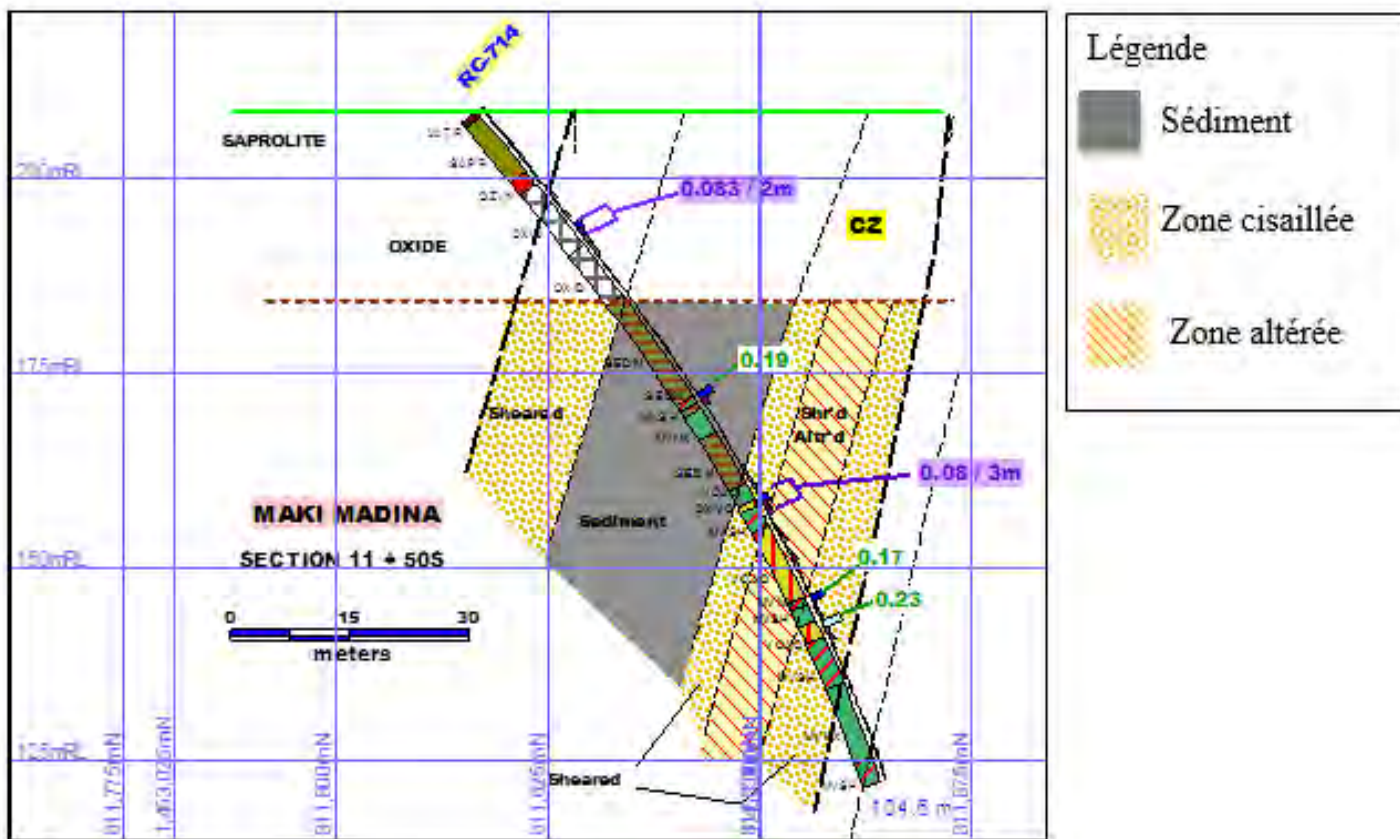


Figure 16 : section 11+50S

1.4 Géologie et modèle de la minéralisation

A Maki Madina, les méta-volcanites mafiques hôtes et les faciès volcano-sédimentaires sont fortement cisailés et l'altération dominée par les carbonates est répandue (**figure 17**).

La zone minéralisée principale se subdivise en plusieurs bandes avec un sens de plongement vers ouest, des degrés de cisaillement variables, des altérations à quartz-carbonate et des veines de quartz-carbonate-tourmaline. Plusieurs intrusions felsiques roses, à grains fins, parallèles et cisailées se trouvent à proximité des zones minéralisées. Une oxydation profonde a affecté les zones minéralisées de Maki Madina et certaines parties peuvent être récupérées par une lixiviation en tas.

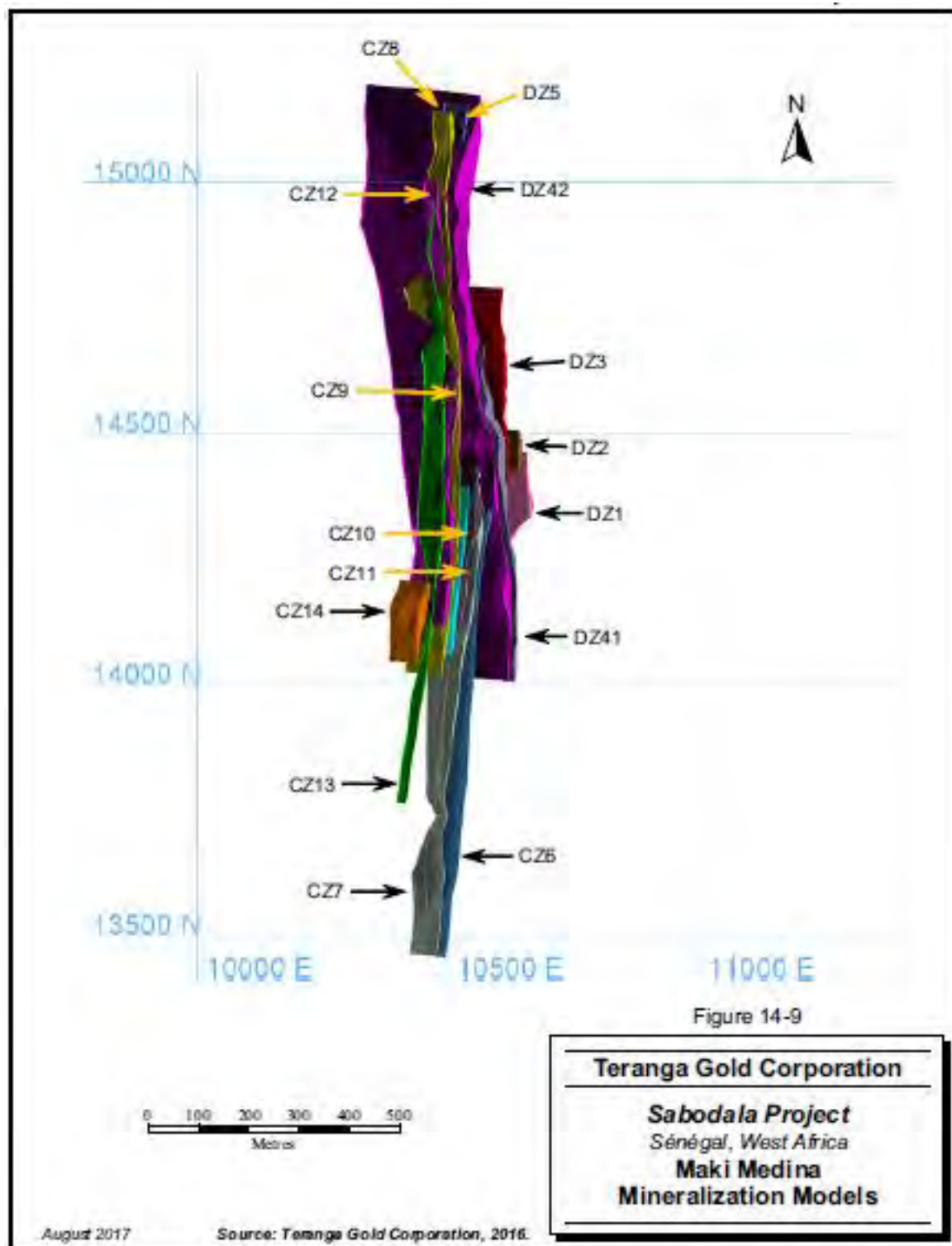
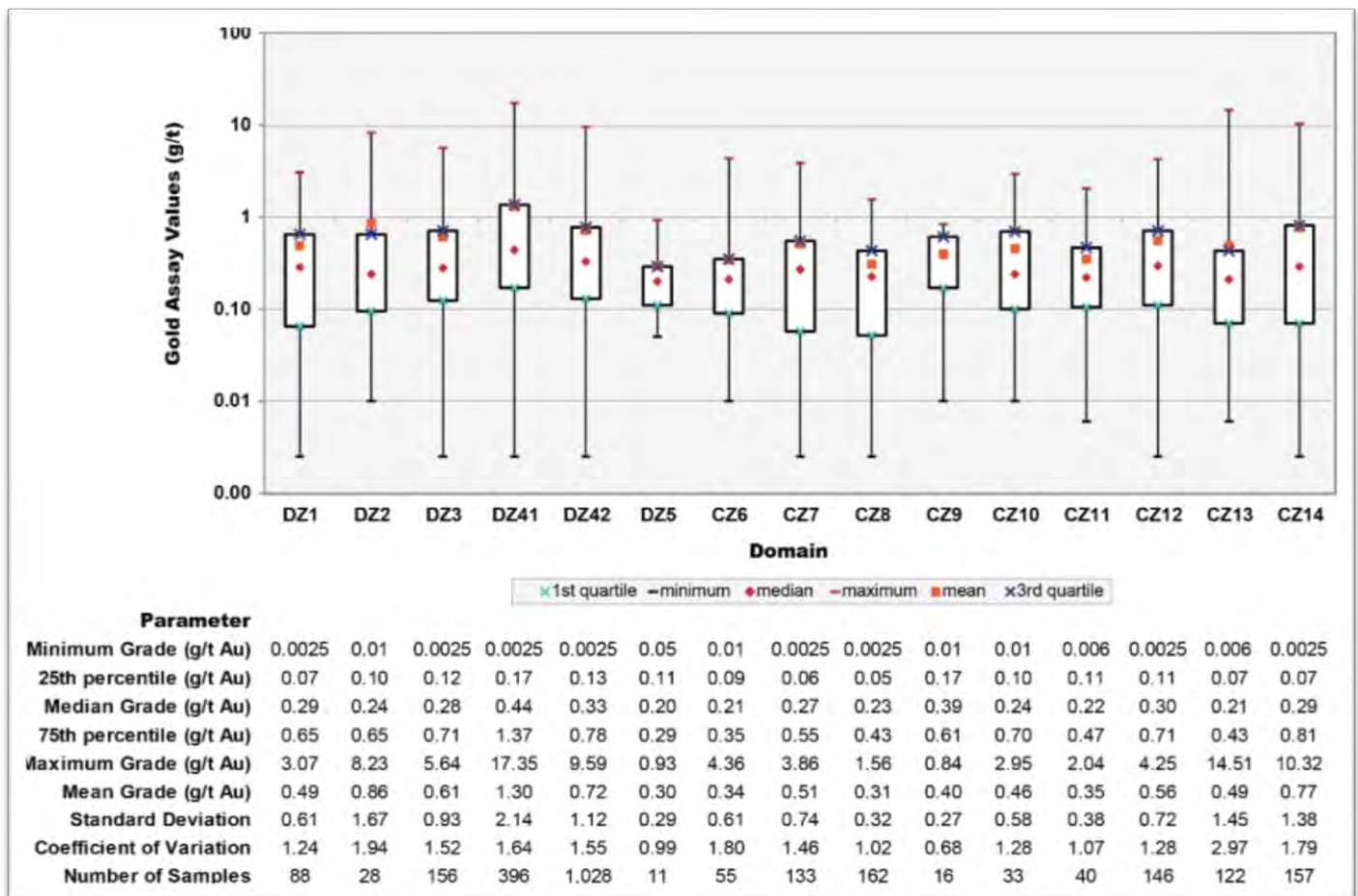


Figure 17 : Modélisation de la minéralisation de Maki Madina (Teranga Gold Corporation, 2016).

(Légende à la page suivante)

Légende de la figure 17 :**2 Résultats obtenus dans le cadre de ce travail**

Dans le but de compléter l'étude lithologique et structurale du gisement de Maki Madina, le log de certaines carottes de sondage a été repris.

2.1 Matériels et méthodologie**2.1.1 Matériels**

Le log des carottes de sondage se fait de façon méthodologique pour recueillir des informations sur la lithologie et les éléments structuraux en rapport avec la minéralisation. Les matériels utilisés sont les suivants :

- Une **"rocket launcher"** qui est un outil qui permet de replacer la carotte de sondage selon l'orientation qu'elle avait dans le sol (**figure 18, A et B**) ;
- Une **boussole** qui sert à orienter la "rocket launcher" à partir de l'azimut et le pendage du trou mais également à mesurer les attitudes des structures cartographiées (**figure 18, C**) ;
- Un **stylo magnétique** pour tester le magnétisme des roches et leur dureté (**figure 18, D**) ;
- Une **loupe** pour observer de près la texture et la composition des roches (**figure 18, E**) ;
- Du petit matériel pour noter et dessiner (**figure 18, G**) ;

- Des sachets en plastique dans lesquels on met les échantillons prélevés (**figure 18, H**).



Figure 18 : Matériels utilisés pour la cartographie des carottes

2.1.2 Méthodologie

Les méthodologies de cartographie des carottes de sondage sont nombreuses mais visent toutes le même objectif à savoir recueillir des informations litho-structurales. Pour ce qui concerne le présent travail, cette cartographie a consisté en ce qui suit :

- Remplir l'entête de la feuille de cartographie en y mettant toutes les informations relatives au trou de sondage ;
- Cartographier les faciès en délimitant leurs contacts et la nature de ces derniers ;
- Faire une description détaillée des différents faciès identifiés (couleur, texture, structures, compositions minéralogiques, le type d'altération, les veines...) ;

- Cartographier les structures primaires et secondaires en précisant, pour chacune d'elle, sa profondeur et son orientation (à l'aide de la "rocket launcher");
- Prélever des échantillons pour les différentes analyses à faire au laboratoire.

2.2 Description des faciès rencontrés

Cette description lithologique permet d'identifier l'ensemble des faciès rencontrés dans les différents trous de forage. La description détaillée de ces différents faciès permettra une meilleure compréhension de la lithologie du secteur.

2.2.1 Les roches volcaniques mafiques : les metabasaltites

C'est le faciès le plus représentatif dans le secteur. De couleur verdâtre-grisâtre, ils présentent une texture microlitique avec des tâches blanchâtres correspondant aux minéraux de plagioclases. Ils sont formés de pyroxènes, de plagioclase, de minéraux secondaires (quartz, pyrite, leucoxène).

Leur aspect verdâtre est dû au métamorphisme de faible intensité du faciès schiste vert les ayant enrichis en chlorites. Ils renferment parfois des veinules de quartz associées ou non à des carbonates (**Figure 19**).



Figure 19 : Les metabasaltites : A = metabasaltite massive ; B = metabasaltite avec des veinules de quartz

2.2.2 Les gabbros

Ils sont fréquents dans le secteur. Leur texture est grenue et ils sont parfois affectés par une intense schistosité (**Figure 20**). Ils sont composés de minéraux noirs à éclat métallique qui

sont des pyroxènes, de minéraux blancs correspondant aux plagioclases, d'amphiboles, de chlorites.

Ces deux types de gabbros sont également affectés par le métamorphisme de faciès schiste vert qui les a enrichis en chlorites. Les intrusions gabbroïques passent couramment à des micro-gabbros avec une réduction considérable de la taille des grains.

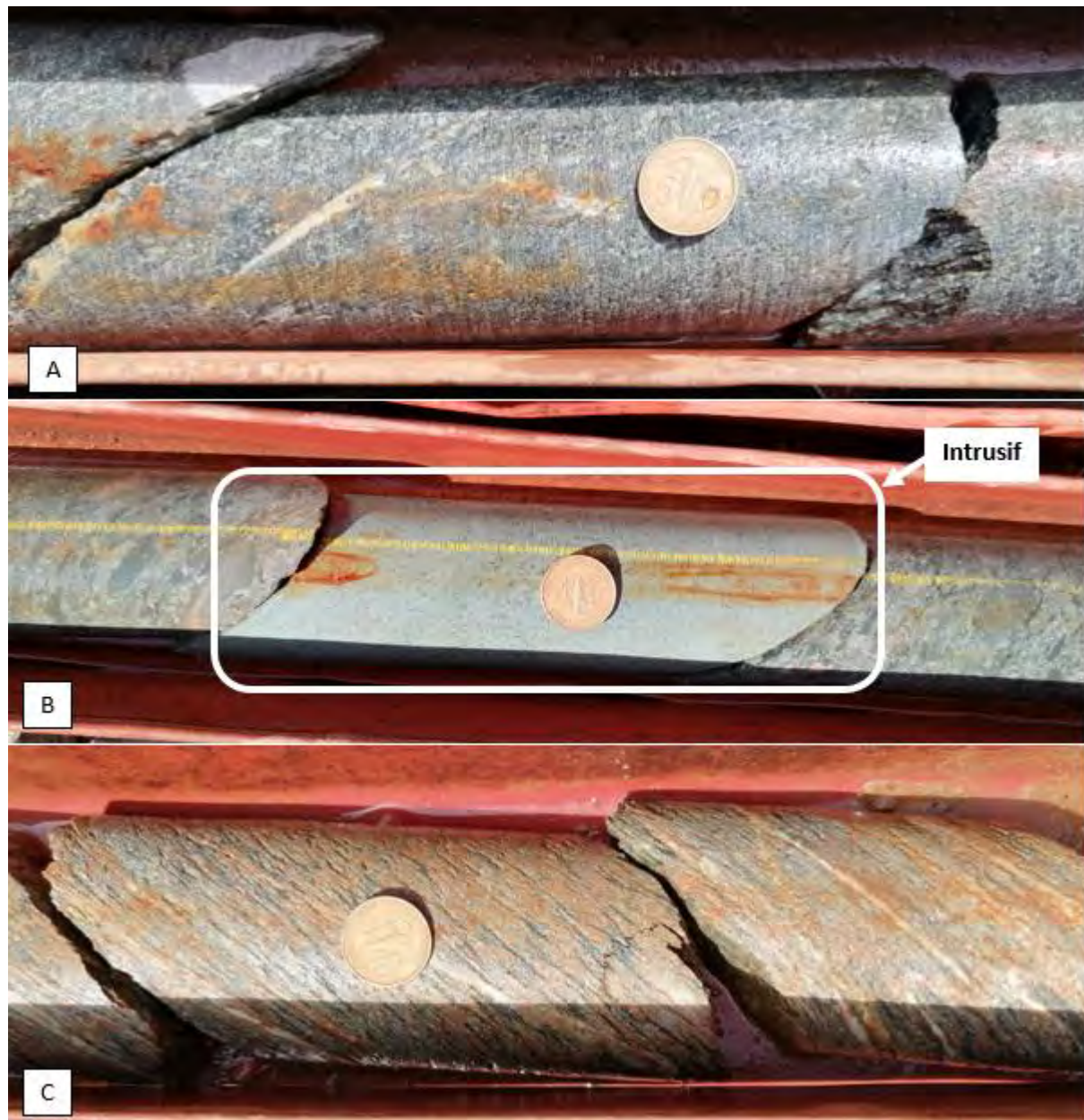


Figure 20 : Les gabbros : A = gabbro intrusif; B = micro-gabbro intrusif ; C = gabbro à schistosité intense

2.2.3 Les volcano-sédiments

Ils sont également représentatifs dans le secteur (**figure 21**). De couleur verdâtre, parfois noirâtre, ces volcano-sédiments ont subi aussi l'effet du métamorphisme.

Les volcano-sédiments de couleur verdâtre ont des clastes de petite à moyenne taille et sont plus ou moins étirés du fait de la déformation par cisaillement de la roche.



Figure 21 : Les volcano-sédiments verdâtres

Les volcano-sédiments de couleur noirâtre ont des clastes fins à moyens et sont affectés par une carbonatation (**figure 22**).



Figure 22 : Les volcano-sédiments noirâtres

2.2.4 Les faciès intrusifs felsiques

Ils sont fréquents dans le secteur et sont parfois de grande taille. Ils sont de couleur rose (**figure 23**) et sont grenus, parfois microgrenus et sont composés de minéraux de quartz, d'orthoses, de plagioclases, ce sont des granites et microgranites roses. Ils sont globalement orientés NNE-SSW dans le secteur.



Figure 23 : les faciès intrusifs felsiques

2.3 Présentation des sections choisies pour la synthèse lithologique

Un travail d'interprétation a été réalisé sur un total de cinq sections (soit 13 trous de sondages) notées section 1 à section 5.

La section 1 se trouve dans la partie nord du secteur et se présente comme suit (**figure 24**):

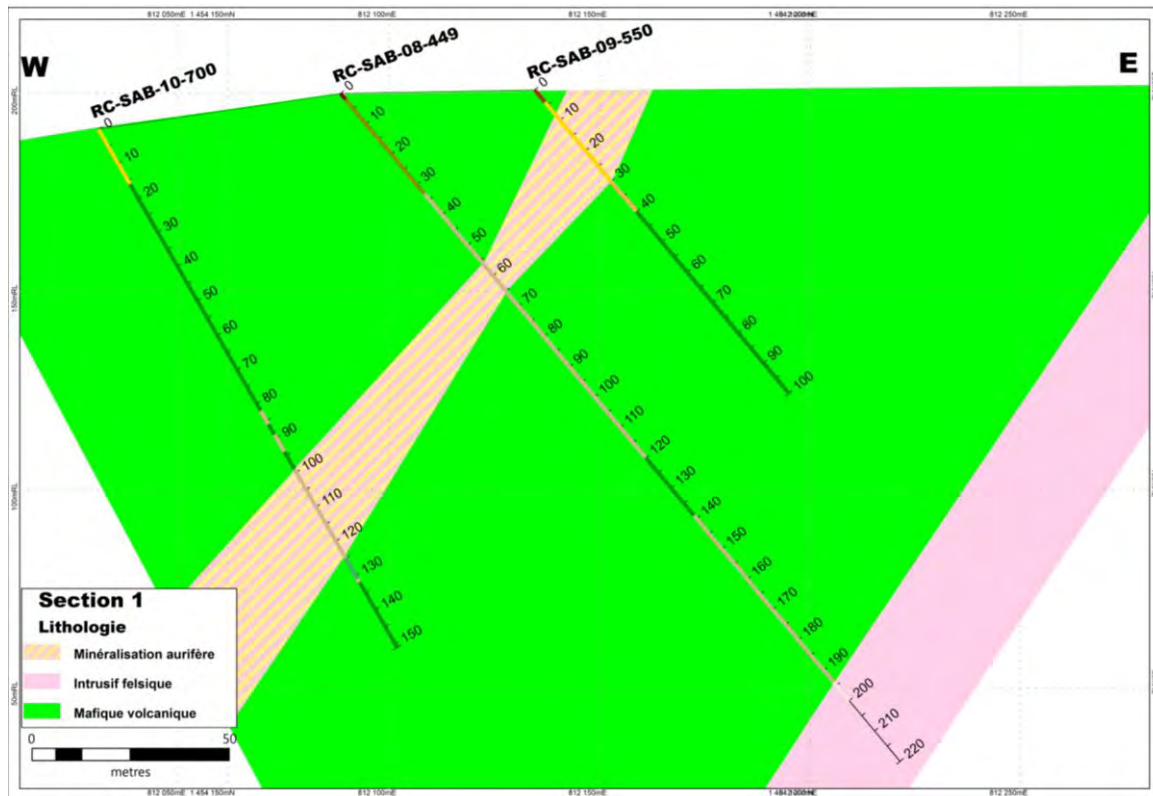


Figure 24 : Géologie interprétée sur la section 1

La section 2 est localisée dans la partie extra-centrale du secteur avec la configuration suivante (**figure 25**) :

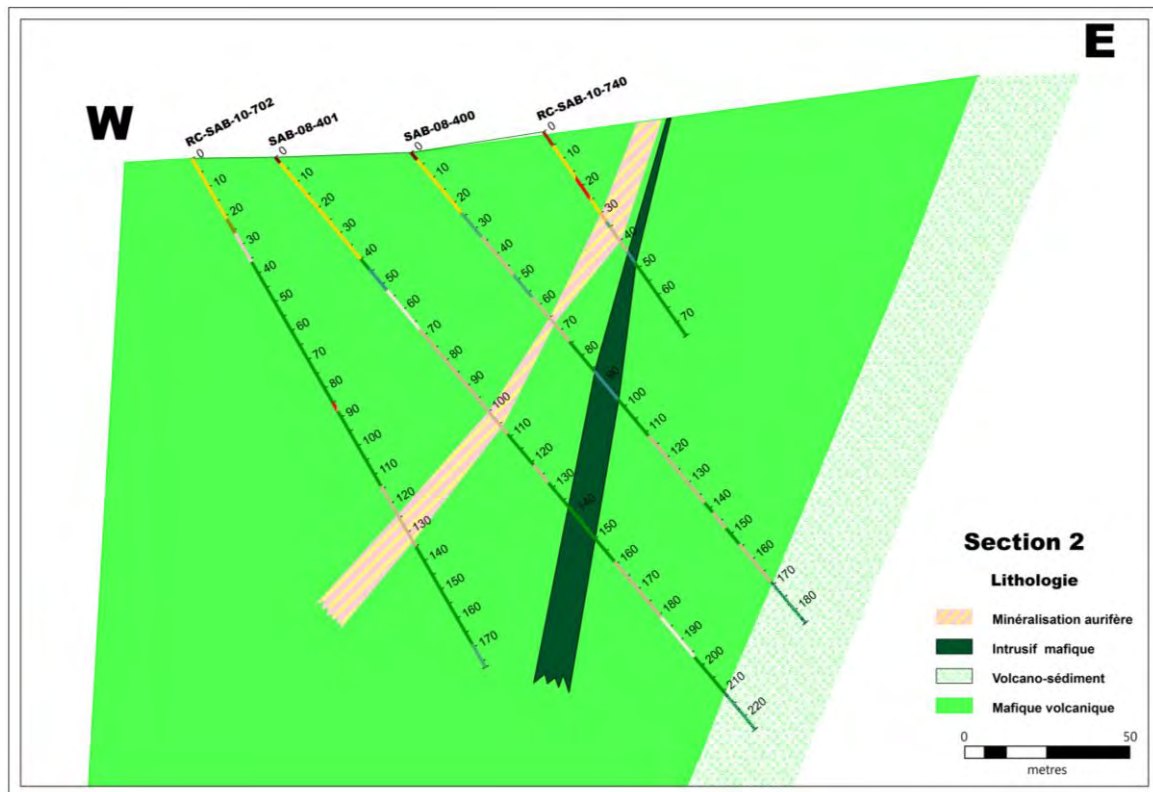


Figure 25 : Géologie interprétée sur la section 2

Cette section 3 se trouve dans la partie subcentrale et se présente comme suit (**figure 26**) :

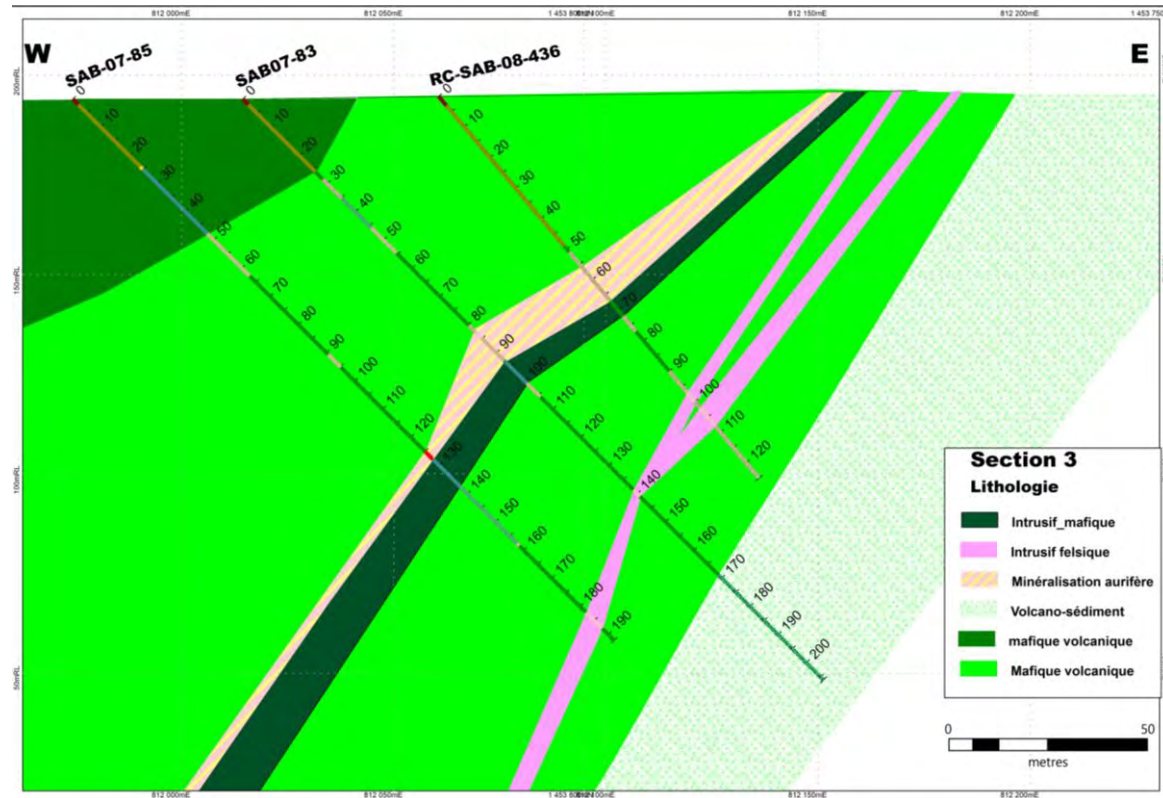


Figure 26 : Géologie interprétée sur la section 3

La section 4 est localisée dans la partie extra-sud du secteur avec la configuration ci-dessous (figure 27) :

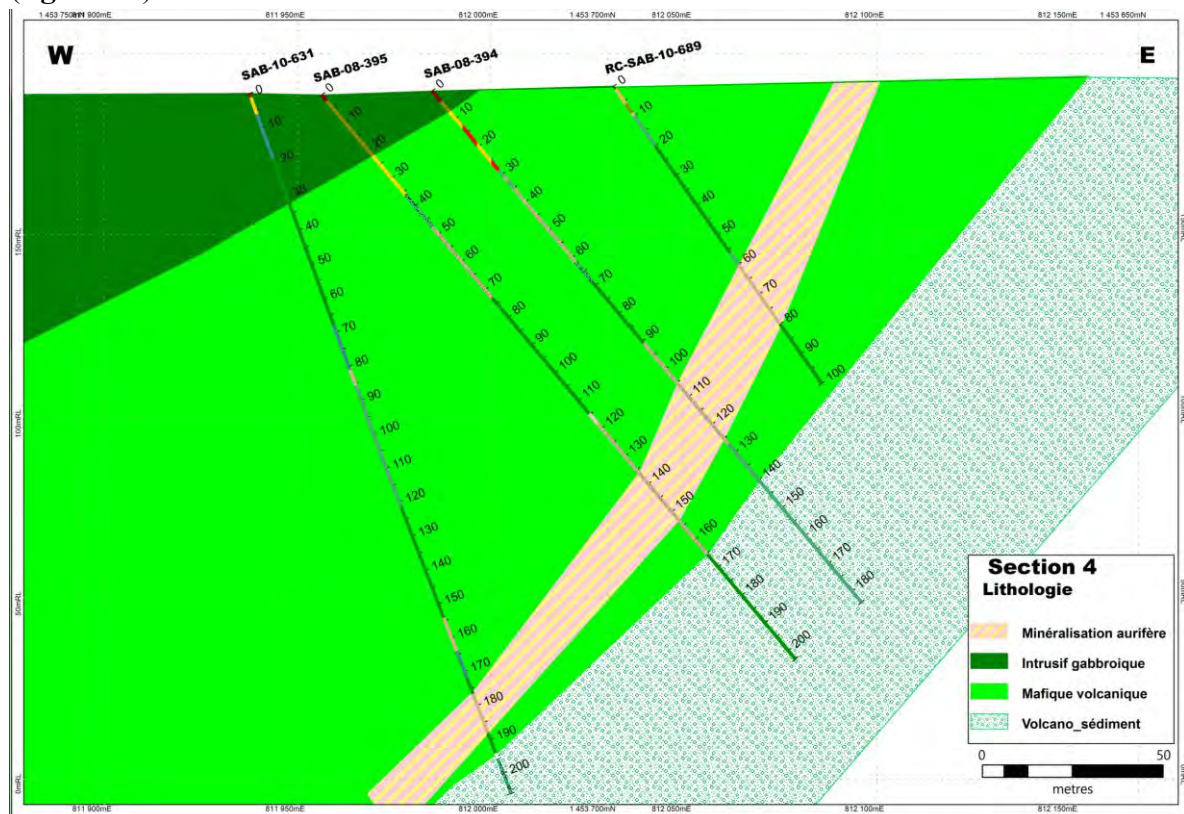


Figure 27 : Géologie interprétée sur la section 4

Cette section 5 se trouve dans la partie sud du secteur et se présente comme suit (**figure 28**) :

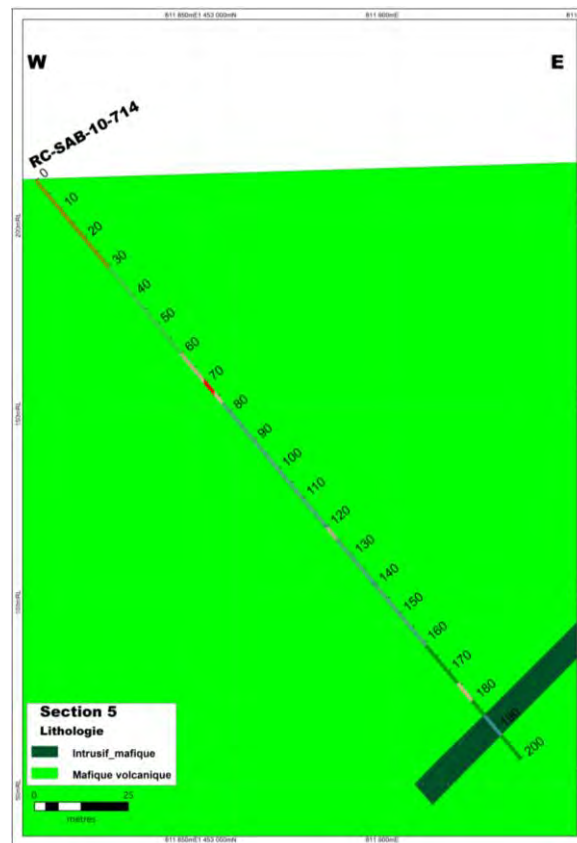


Figure 28 : Géologie interprétée sur la section 5

2.4 Synthèse lithologique

La description lithologique des faciès identifiés sur les carottes ainsi que la compilation des sections réalisées ont permis de dresser une carte géologique du secteur (**figure 29**). Globalement, le secteur présente des épicles volcaniques, des metabasites, des gabbros et des sédiments. Ces différents faciès ont subi un métamorphisme de bas degré (faciès schiste vert) et sont recoupés par des intrusifs felsiques et mafiques.

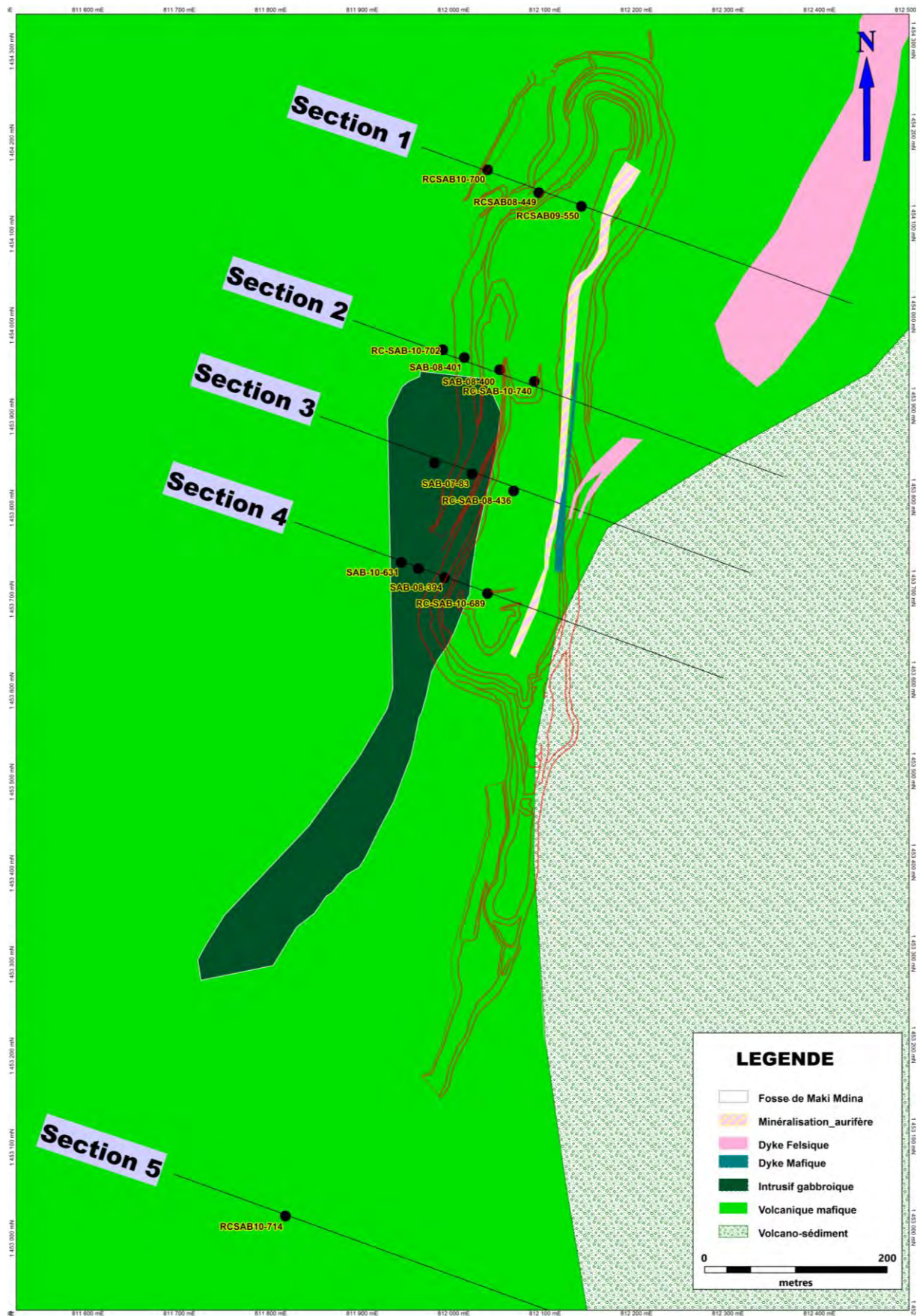


Figure 29 : Carte géologique interprétée de Maki Madina

2.5 Etude des structures

L'étude des structures a été effectuée en même temps que l'étude lithologique. Elle consiste à identifier et à mesurer l'ensemble des structures rencontrées. Ces structures sont le résultat de déformations affectant les roches. Ainsi on distingue des structures de la déformation ductile et des structures de la déformation cassante.

2.5.1 Les structures de la déformation ductile

Dans le secteur les structures de la déformation ductile identifiées sont les zones de cisaillement ductile, les foliations et les schistosités.

2.5.1.1 Les zones de cisaillements ductiles (shear zones)

Les zones de cisaillements ductiles (**figure 30**) sont des bandes à l'intérieur desquelles, les roches sont fortement cisillées à l'issue d'une déformation non coaxiale.

L'analyse structurale montre que le secteur est fortement affecté par des bandes de cisaillements ductiles qui abritent la minéralisation.



Figure 30 : Les cisaillements ductiles : A = zone de cisaillement associée à une forte bréchification hydraulique ; B = cisaillement dextre

Ces cisaillements ont un pendage moyen à fort et sont orientés suivant les directions NS et NNE-SSW (**figure 31**). Ils sont mis en évidence dans le secteur par les plis, les schistosités, les foliations et les linéations.

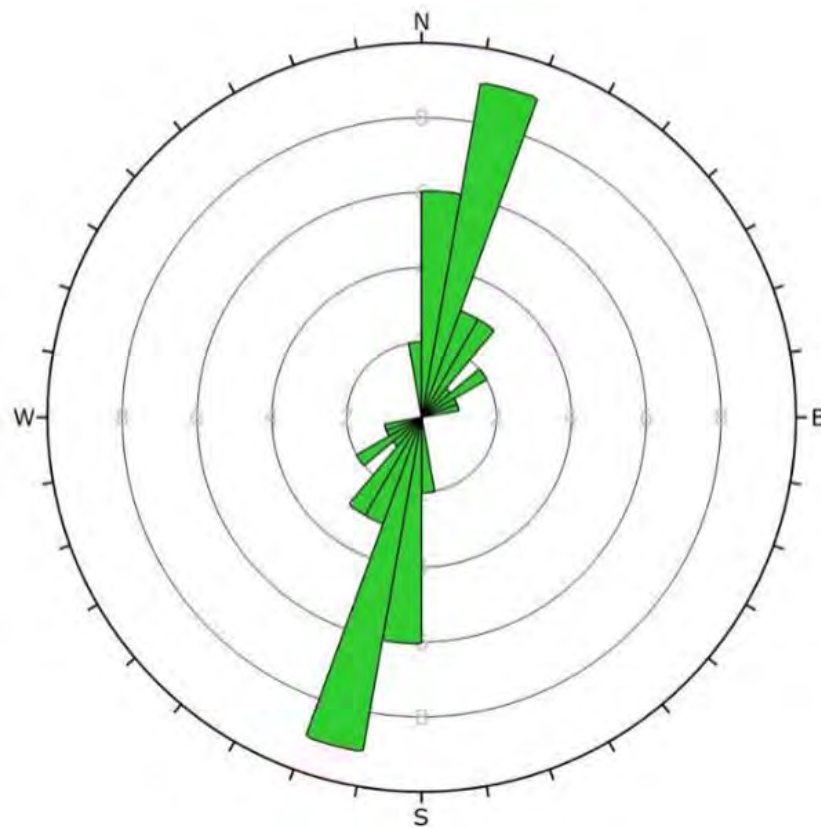


Figure 31 : Rosace des zones de cisaillements ductiles

2.5.1.2 Les plis

Les plis sont localisés dans la zone de cisaillement ductile et ont des plans axiaux subparallèles aux plans de cisaillement ductile (**figure 32**). Ce sont des plis formés par cisaillement, ce qui explique les irrégularités de leurs formes.



Figure 32 : les plis associés aux zones de cisaillements ductiles

2.5.1.3 Foliation et schistosité

La schistosité est une structure pénétrative planaire qui correspond à un débitage préférentiel de la roche. Elle est essentiellement localisée dans les zones de cisaillement ductiles.

La foliation est une structure planaire qui correspond à un débitage de la roche en feuillets de composition minéralogique différente résultant des transformations métamorphiques au niveau des schistosités (**figure 33**).



Figure 33 : Les foliations et les schistosités

Comme les cisaillements ductiles, les foliations et les schistosités sont également orientées suivant la direction NNE-SSW à NE-SW et parfois dans la direction N-S et ont un pendage moyen à fort (**figure 34**). Leurs orientations parallèles aux plans de cisaillement témoignent de l'intensité de ce dernier qui conduit à la réorientation des fabriques planaires.

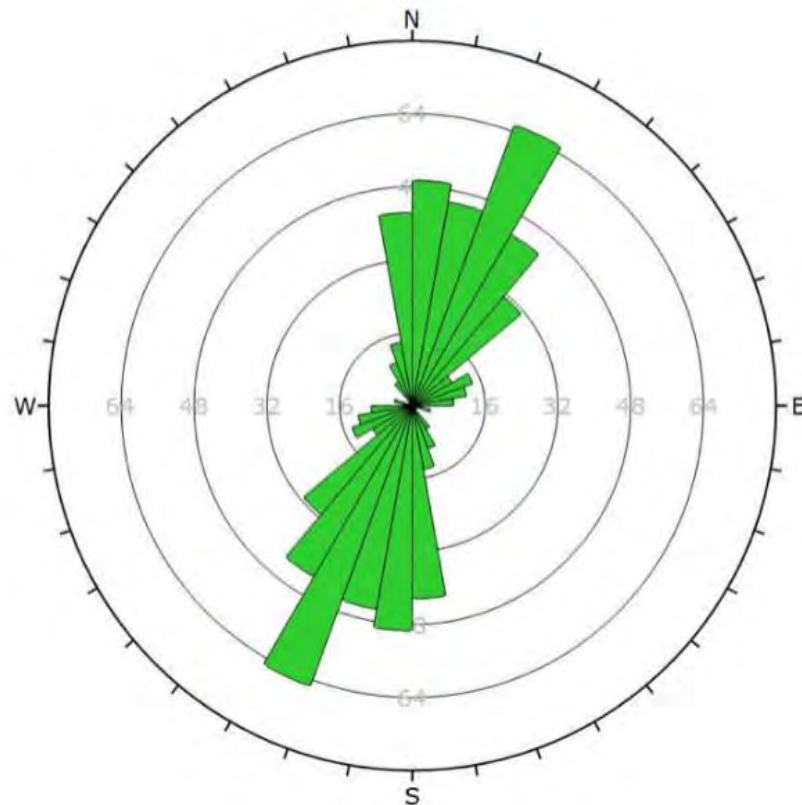


Figure 34 : Rosace des schistosités et des foliations mesurées sur les carottes de sondage

2.5.1.4 Les linéations d'étirement

La linéation d'étirement (Le) est une structure linéaire résultant de l'étirement ou de l'allongement d'objets, de galets ou de fossiles présents dans la roche. Les linéations d'étirement affectent globalement les épicles volcaniques où on note un étirement des clastes suivant la direction du cisaillement (**figure 35**).



Figure 35 : Les linéations d'étirement

Comme les cisaillements, les linéations d'étirement sont généralement orientées suivant la direction NNE-SSW à NE-SW et ont de forts pendages (**figure 36**), ce qui peut témoigner d'une zone de cisaillement entraînant un chevauchement.

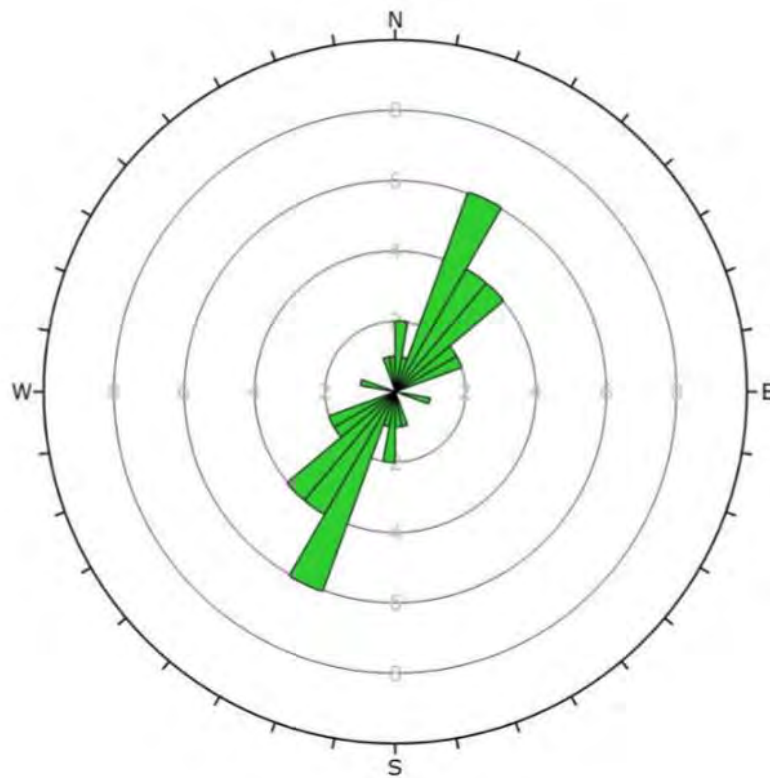


Figure 36 : Rosace des linéations d'étirement

Ces linéations d'étirement concernent parfois les minéraux de pyrite primaire qui ont subi une rotation et sont parfois étirés dans la direction du cisaillement (**figure 37**).

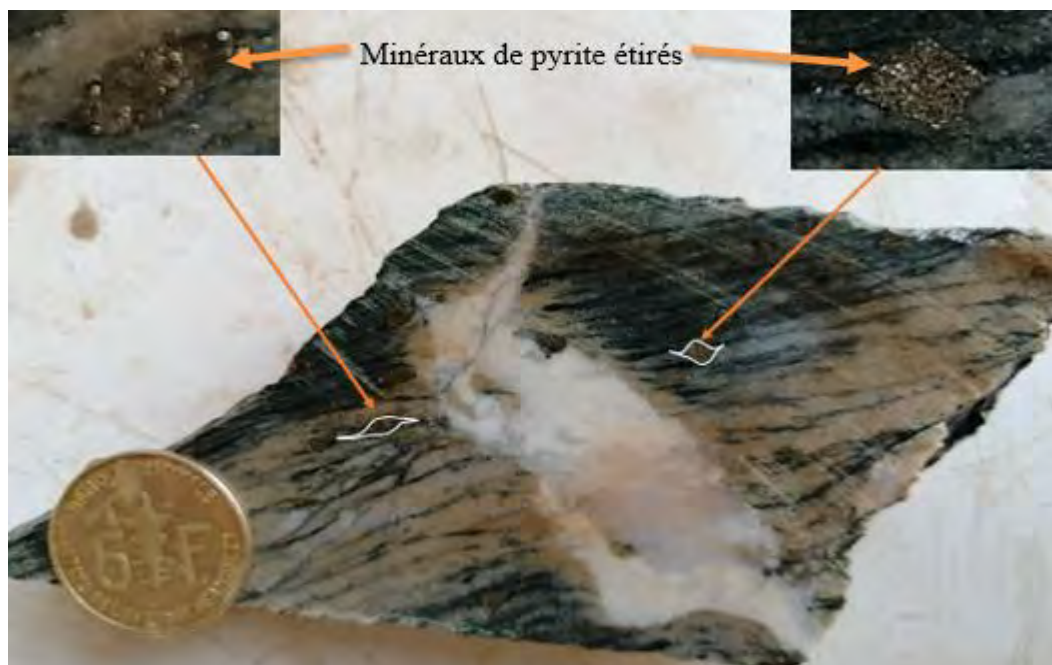


Figure 37 : Les linéations d'étirement marquées par l'étirement des minéraux de pyrite

2.5.2 Les structures de la déformation cassante

2.5.2.1 Les fractures

Les fractures (**figure 38**) sont des surfaces qui débitent les roches sans provoquer de déplacement le long du plan de rupture. Par suite de phénomènes ultérieurs, ces fractures peuvent s'ouvrir et se tapisser alors de quartz ou de calcite.



Figure 38 : Fractures sur des faciès volcano-sédiments

2.5.2.2 Les failles

Les failles sont des cassures qui affectent les roches et dont les deux compartiments ont subi un déplacement le long du plan de rupture. La distance qui sépare deux points initialement contigus sur ces compartiments est appelée rejet (**figure 39**).

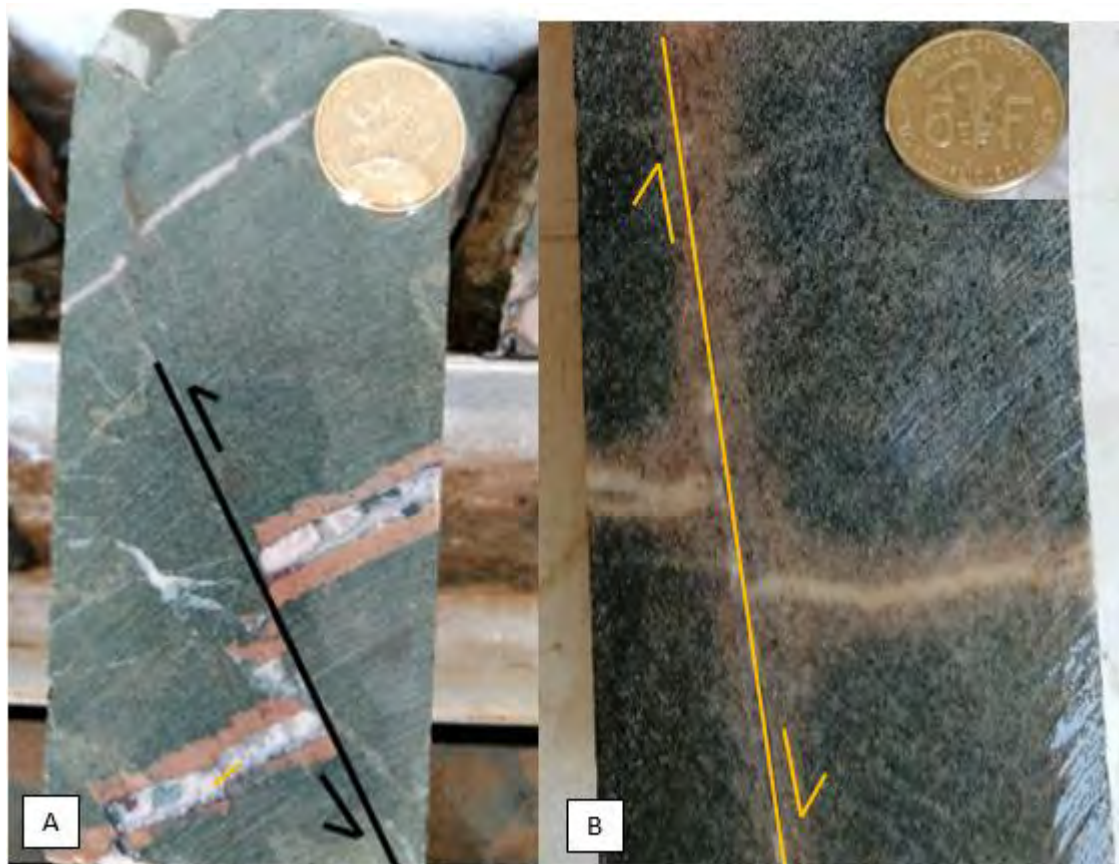


Figure 39 : Les failles

A = Faille inverse ; B = Faille normale

L'analyse structurale montre que les failles et les fractures ont une direction préférentielle d'orientation NE-SW (**figure 40**) et sont généralement subverticales.

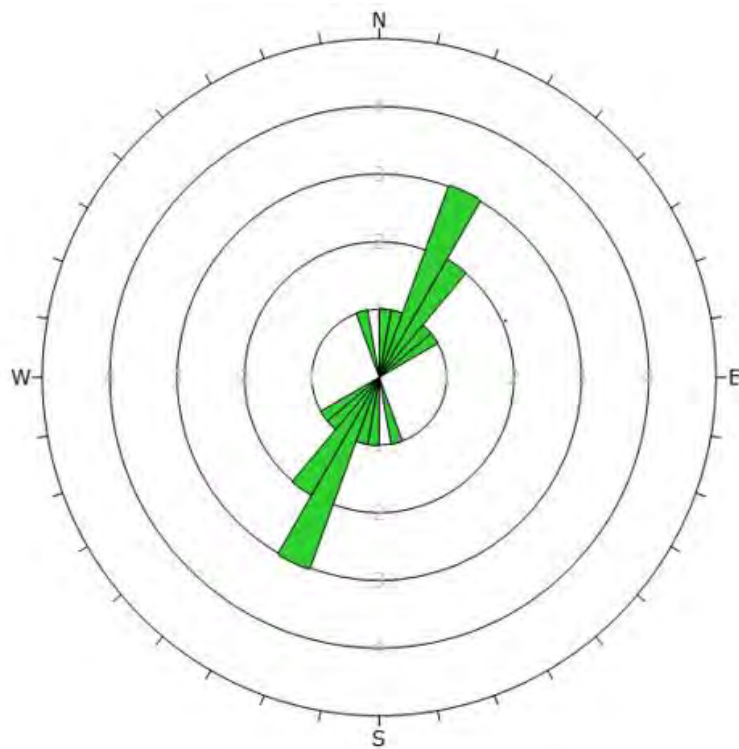


Figure 40 : Rosace des microfailles et fractures

2.5.2.3 Les veines et veinules

Ce sont des remplissages d'anciennes fractures par des minéraux ayant précipité à partir de fluides hydrothermaux. Ces remplissages peuvent être secondaires c'est-à-dire issus de la recristallisation de minéraux dit néoformés (**figure 41**).

Généralement ces remplissages sont issus de jus de quartz, de carbonates ou de quartz-carbonates.

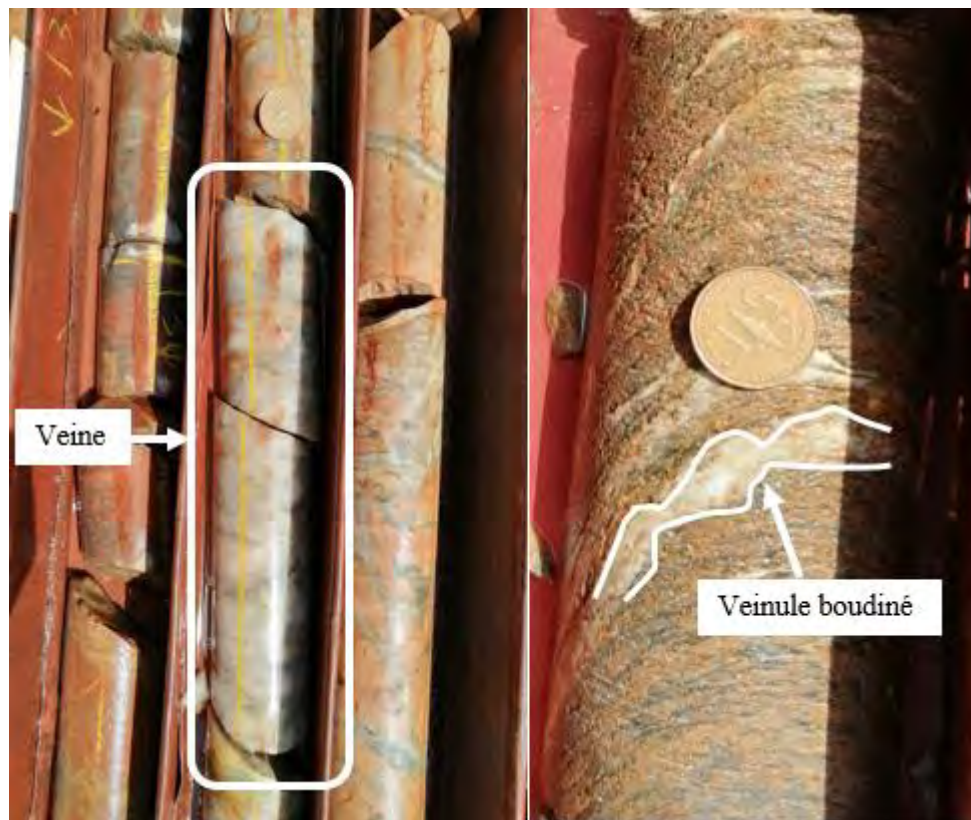


Figure 41 : Les veines et veinules :

A = veine de quartz ; B = veinule de cisaillement

Globalement, les veines et les veinules ont une orientation suivant les directions N-S, NNE-SSW et NE-SW (**figure 42**).

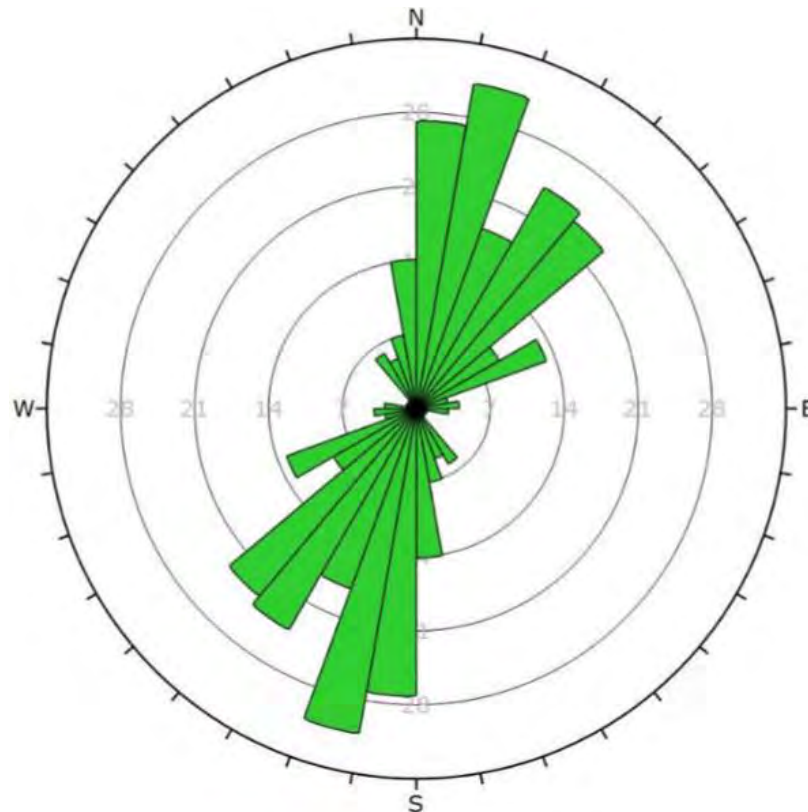


Figure 42 : Rosace des veines et veinules

2.6 Etude de la minéralisation

Pour mieux comprendre la minéralisation dans le secteur de MKM, Sept (07) échantillons ont été prélevés et envoyés à Microsearch CC à Johannesburg en Afrique du Sud pour la confection lames minces.

Une étude pétrographique en lumière transmise et réfléchi a été faite sur les échantillons.

2.6.1 Description pétrographique de l'échantillon MKM-LM1

L'observation de la photographie de la lame mince (**figure 43**) montre que la roche a une texture microgrenue à grains fins à moyens. Elle est essentiellement composée de minéraux de quartz, de plagioclase, de muscovite, de séricite. Les minéraux opaques sont fins et disséminés dans la masse rocheuse et sont principalement constitués par les sulfures. Ils sont minoritaires et comprennent la pyrite, la chalcopryrite et le rutile.

Cette roche est un microgranite qui a subi un métamorphisme de faible intensité. La roche présente une faible schistosité dans la masse rocheuse de direction NNW-SSE comme à l'image des schistosités décrites macroscopiquement. Des veines et veinules occasionnelles de quartz recoupent la schistosité.

L'échantillon a une teneur en or très faible de 0,04 g/t, ce qui confirme les essais métallurgiques qui avaient permis de classer les faciès felsiques intrusifs comme non minéralisés.

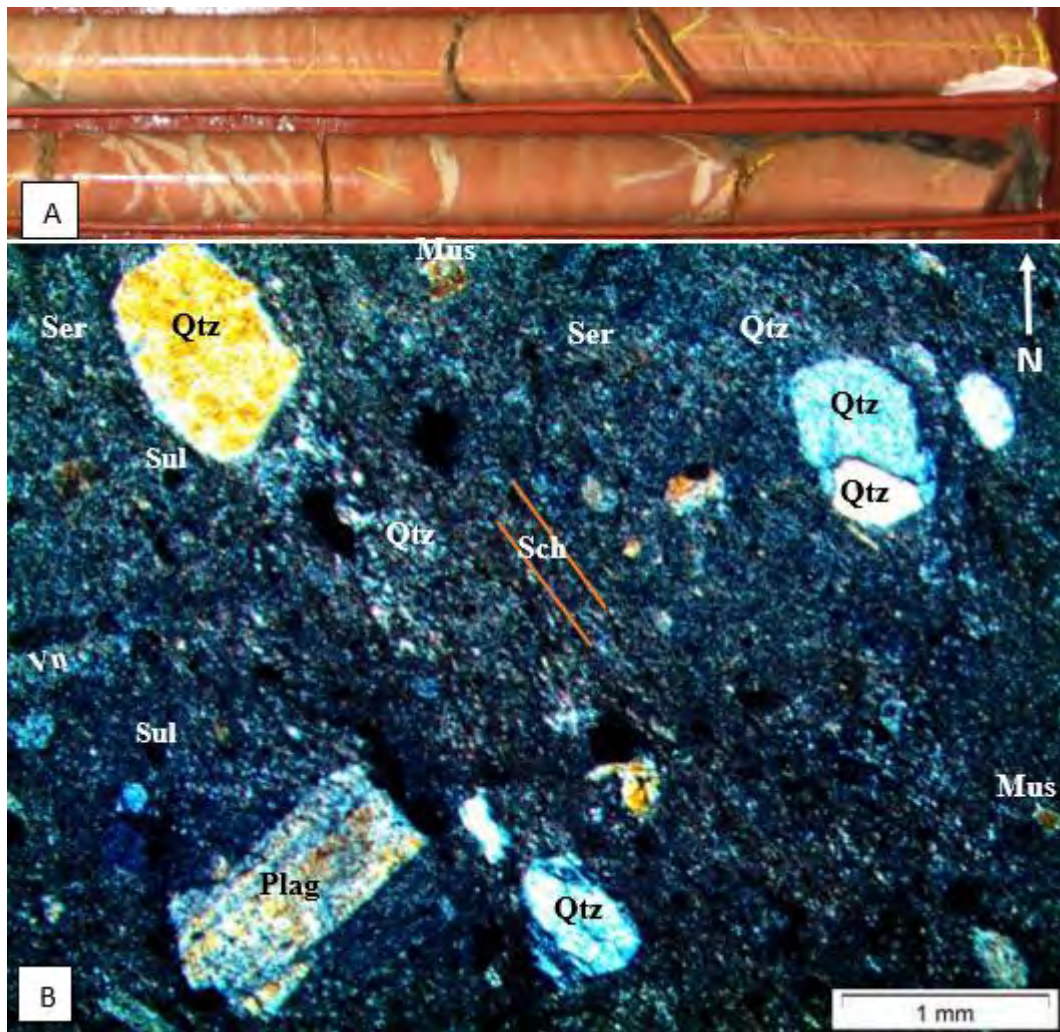


Figure 43 : Observation microscopique d'un faciès felsique intrusif (MKM-LM1):

A = Morceau de carotte sur lequel est prélevé l'échantillon MKM-LM1 ; B = photographie d'un faciès felsique intrusif observé en lumière transmise.

Qtz = quartz ; Plag = plagioclase ; Mus = muscovite ; Ser = séricite, Sul = sulfure, Vn = veine ; Sch = schistosité.

2.6.2 Description pétrographique de l'échantillon MKM-LM2

L'observation microscopique de cette roche montre que la roche a une texture grenue (**figure 44**). Elle est principalement formée par des minéraux de quartz, de feldspath, de carbonates et de mica (muscovite). La roche est moyennement minéralisée en sulfures (principalement de la pyrite), à grains fins à moyens, qui forment par endroit des filons. Une veinule de quartz, à grains fins, de direction E-W recoupe les minéraux.

L'échantillon a une teneur en or de 7,17 g/t. En effet, l'or est très fin et il est contenu dans les minéraux de pyrite (**figure 45**).

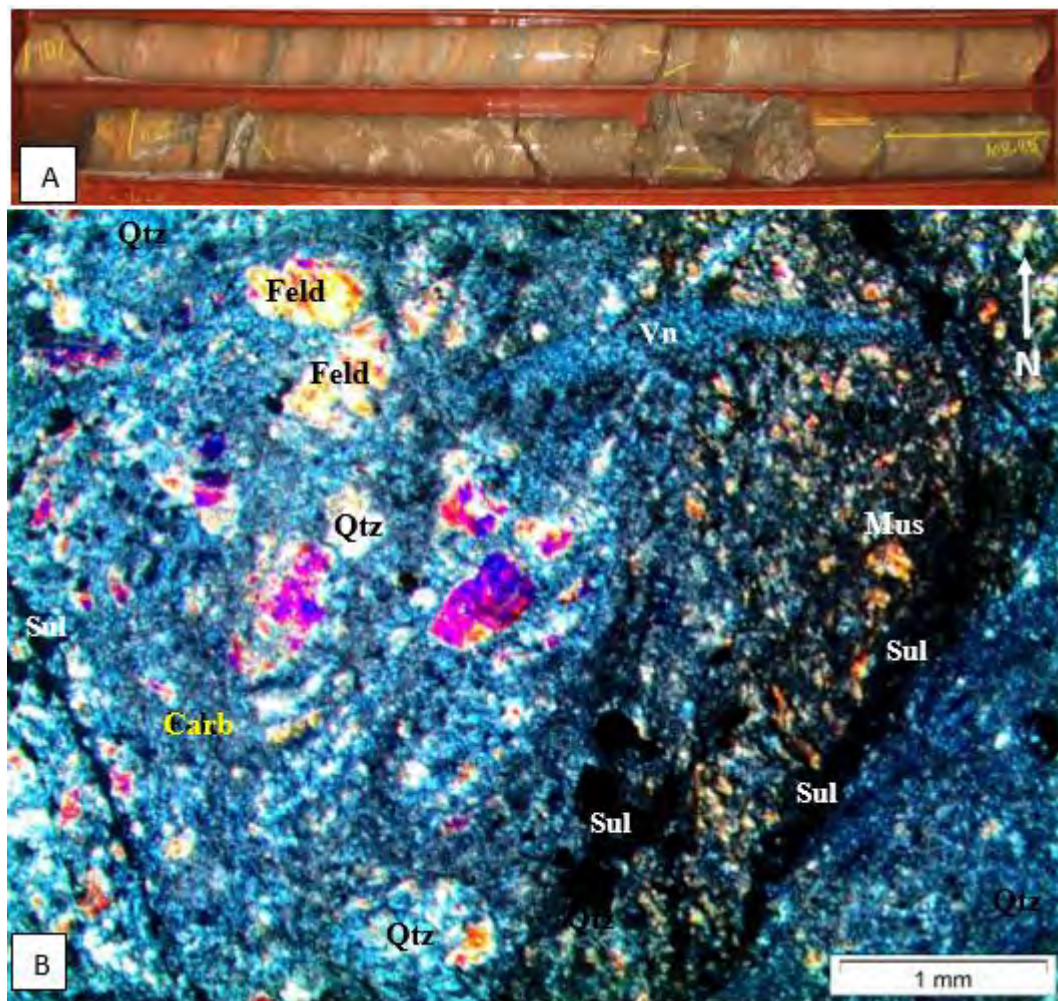


Figure 44 : Observation microscopique d'un volcano-sédiment :

A = Morceau de carotte sur lequel est prélevé l'échantillon MKM-LM2 ; B = photographie du faciès épigénétique volcanique observé en lumière transmise.

Qzt = quartz ; Feld = feldspath ; Mus = muscovite ; Carb = carbonate ; Sul = sulfure, Vn = veine.

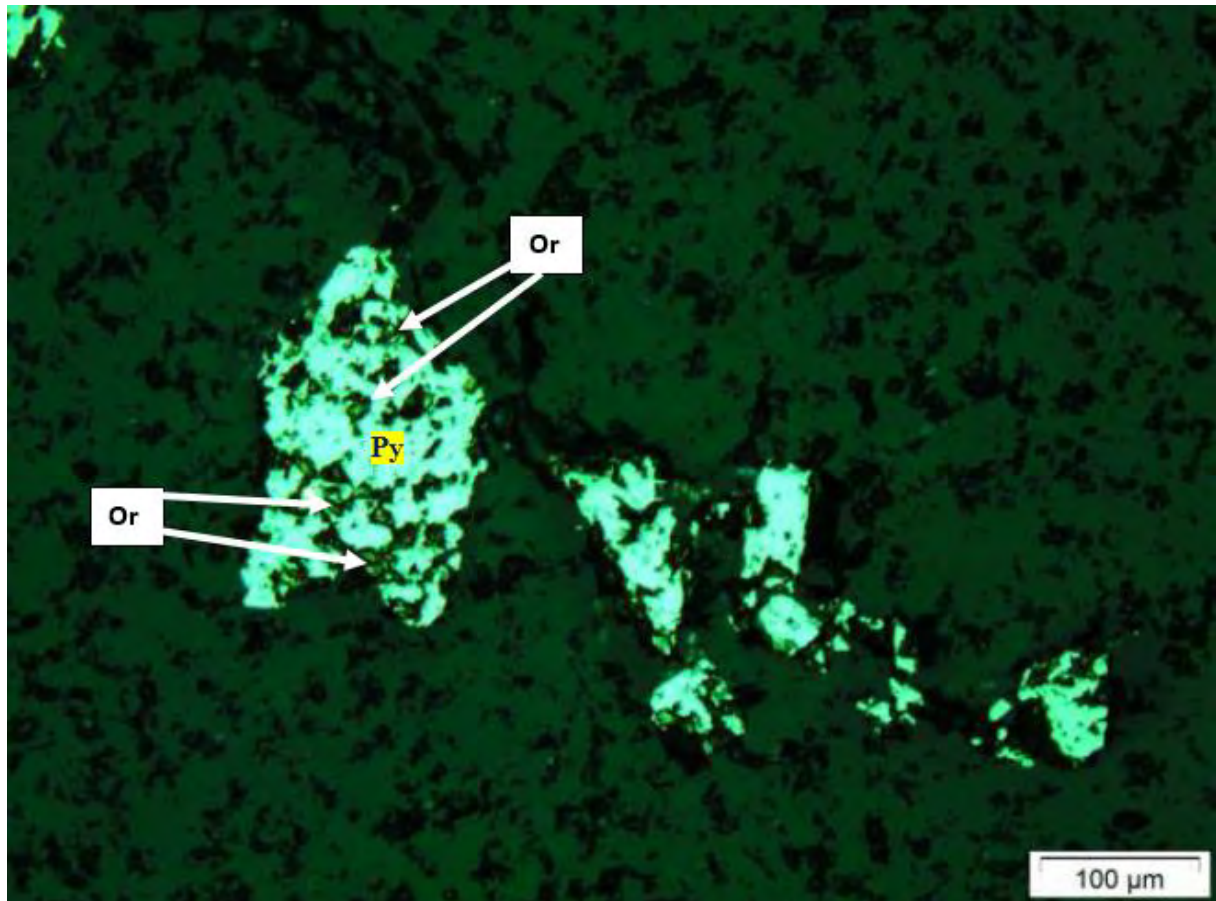


Figure 45 : Minéral de pyrite contenant des inclusions d'or.

Py = pyrite

L'échantillon de la figure 44 a été également observé en lumière polarisée (**figure 46**). Cette dernière montre que la roche est dominée par une matrice sériciteuse avec des fragments abondants de roche ignée felsique grenue. Elle montre également la présence d'une veinule de quartz et d'une structure d'écoulement qui sont pentues suivant la direction NW-SE.

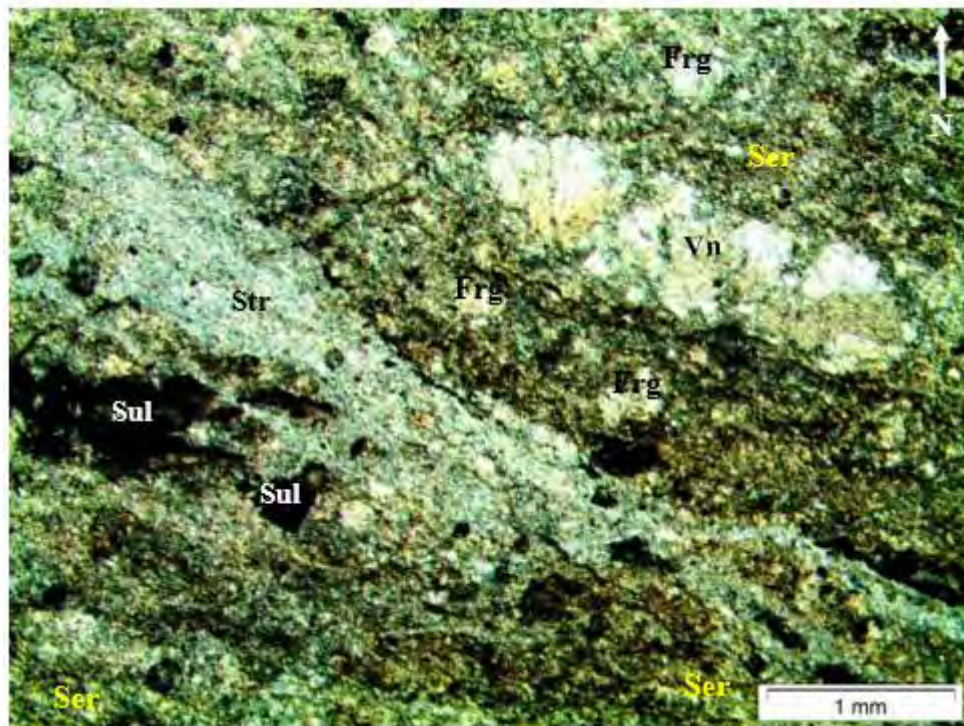


Figure 46 : Observation microscopique d'un volcano-sédiment en lumière polarisé

Frg = fragment ; Sul = sulfure ; Ser = séricite ; Str = structure d'écoulement, Vn = veine.

2.6.3 Description pétrographique de MKM-LM3

L'observation de la photographie de la lame mince (**figure 47**) montre que la roche a une texture microgrenue. Elle est composée de minéraux de chlorite, de pyroxène, de plagioclase, d'olivine, de carbonates. Des veinules de calcite pentues suivant la direction E-W recoupent les minéraux de la roche.

Avec l'ajout d'acide chlorhydrique (HCl), on constate une forte réaction sur les veinules de calcite uniquement ; ce qui pourrait signifier que la roche a une origine basique à intermédiaire à grain fin (micro-gabbro) qui a été métamorphosée dans le faciès schiste vert, avec le métamorphisme qui s'accompagne d'une forte carbonatation (dolomitisation).

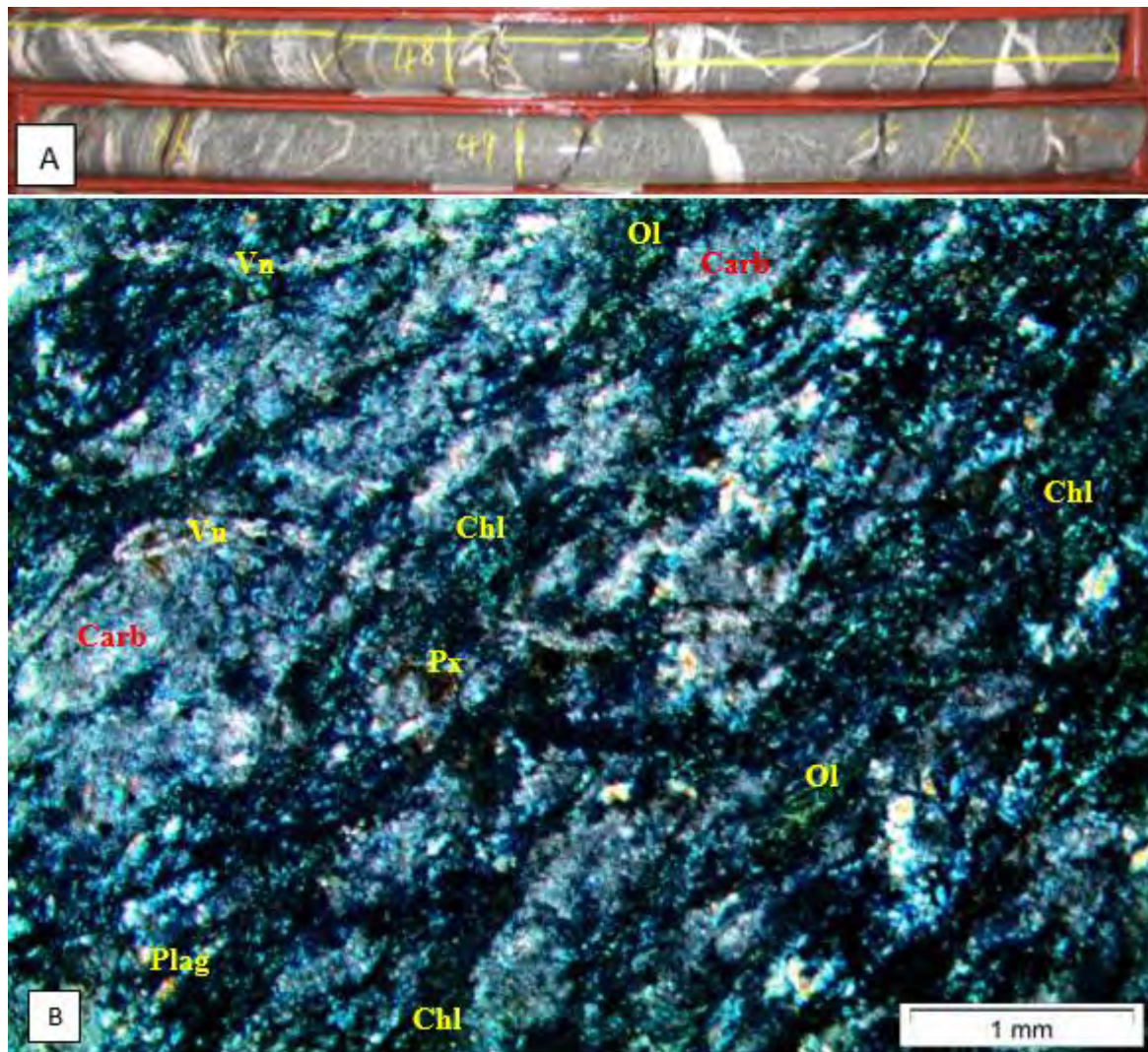


Figure 47 : Observation microscopique d'un micro-gabbro

A = Morceau de carotte sur lequel est prélevé l'échantillon MKM-LM3 ; B = photographie du micro-gabbro volcanique observé en lumière transmise.

Ol = olivine ; Px = pyroxène ; Chl = chlorite ; Plag = plagioclase ; Carb = carbonate ; Vn = veine.

2.6.4 Description pétrographique de MKM-LM4

L'observation de la photographie de la lame mince (**figure 48**) montre que la roche a une texture microporphyrrique. Elle est composée de fragments de roches felsiques, de carbonates (la dolomite), de quartz, de sulfures (modérément riche en pyrites). Des veinules de quartz pentues suivant la direction NE-SW recoupent les minéraux de la roche.

La teneur en or de cet échantillon est de 5,69 g/t et l'or est contenu dans les minéraux de pyrite. La mise en place de la minéralisation s'est accompagné d'une carbonatation.

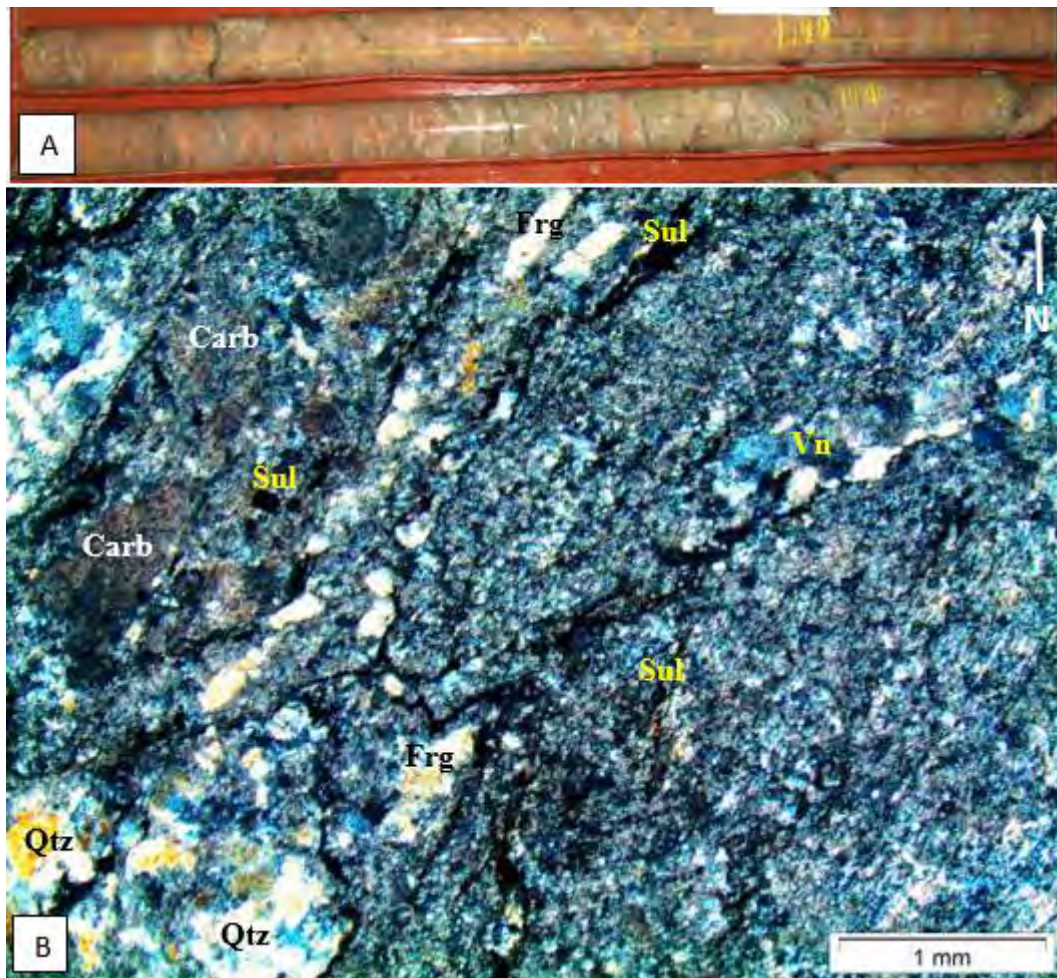


Figure 48 : Observation microscopique d'un volcano-sédiment :

A = Morceau de carotte sur lequel est prélevé l'échantillon MKM-LM4 ; B = photographie du faciès épicrostique volcanique observé en lumière transmise.

Qtz = quartz ; Frg = fragment ; Carb = carbonate ; Sul = sulfure, Vn = veine

2.6.5 Description pétrographique de l'échantillon MKM-LM5

L'observation de la photographie de la lame mince (**figure 49**) montre que la roche est formée par des grains de petite taille. Elle est composée de carbonates (la dolomite), de chlorites, de sulfures.

On note une association carbonate-chlorite qui forme une bande pentue suivant la direction NNW-SSE à l'intérieur de laquelle se concentrent d'importants minéraux de pyrite.

L'échantillon a une teneur en or de 14,51 g/t ; ce qui signifie que l'association carbonate-chlorite semble la plus minéralisée dans le secteur.

La roche est un sédiment qui a été métamorphosé dans le faciès schiste vert accompagné (ou suivi peu de temps après) par une invasion extensive et un remplacement par de la dolomite hydrothermale.

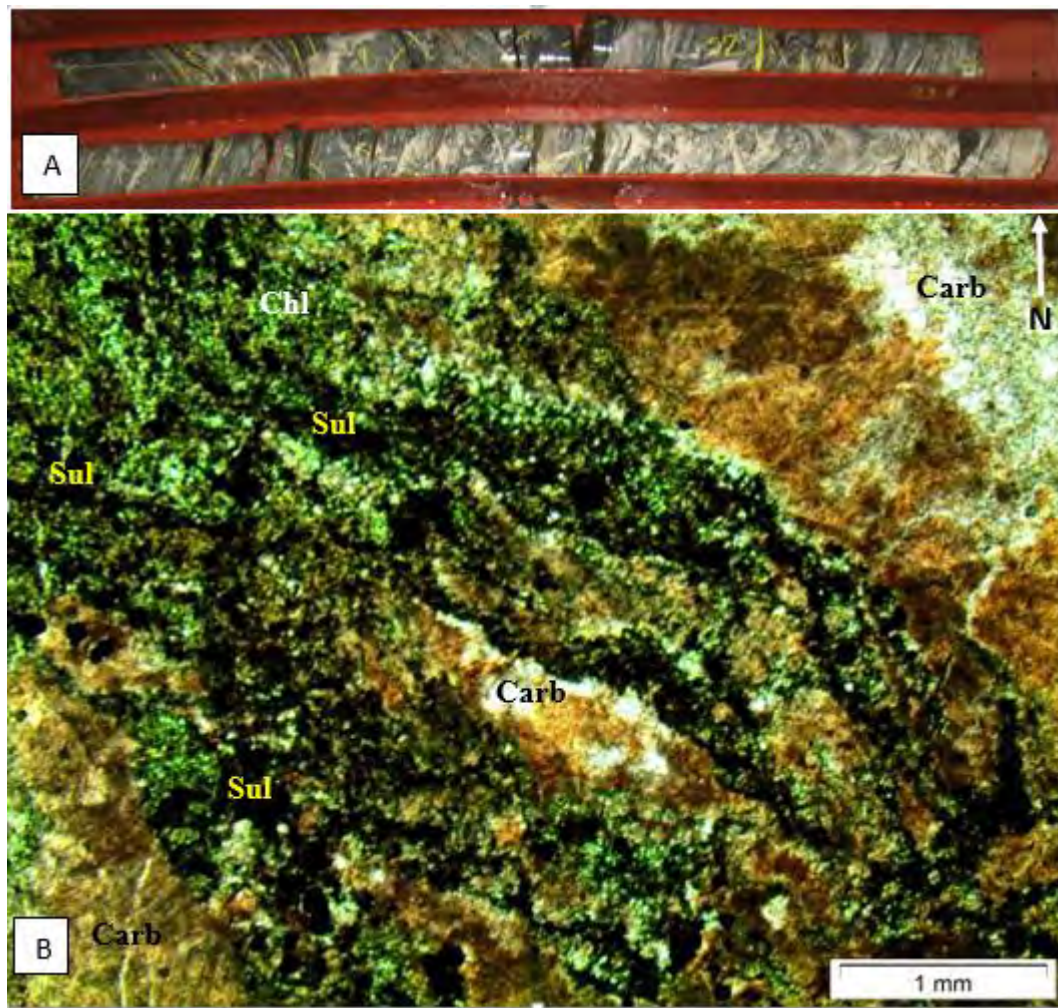


Figure 49 : Observation microscopique d'un volcano-sédiment noirâtre :

A = Morceau de carotte sur lequel est prélevé l'échantillon MKM-LM4 ; B = photographie du faciès sédimentaire observé en lumière transmise.

Chl = chlorite ; Sul = sulfure ; Carb = carbonate.

2.7 Etude des altérations hydrothermales liées à la minéralisation

L'étude des altérations hydrothermales est d'une importance capitale car elle permet non seulement une caractérisation des dépôts sulfurés mais également une détermination des conditions physico-chimiques des fluides minéralisateurs.

Une étude détaillée des roches a permis d'identifier un ensemble de séries d'altérations qui a affecté le secteur. Parmi ces altérations, on a : la carbonatation, la silicification, la séricitisation, la chloritisation et l'albitisation.

2.7.1 La carbonatation

La carbonatation (**figure 50**) se manifeste par un remplacement progressif des silicates par des carbonates (calcite, dolomite, magnésite, ankérite, sidérite) causé par l'interaction entre un fluide hydrothermal riche en CO_2 et une roche encaissante riche en Fe, Ca, Mg, Mn.

La carbonatation est fréquente dans le secteur et elle est associée à la minéralisation.



Figure 50 : Faciès volcano-sédimentaire affecté par la carbonatation

2.7.2 La silicification

Il s'agit d'un processus de mise en place de la silice dans les vides engendrés par la déformation ou l'altération (**figure 51**). Le quartz issu de ce processus est un minéral néoformé qui est, soit microcristallin et disséminé dans la matrice, soit recristallisé en veines. Cette silicification est fréquente dans le secteur.

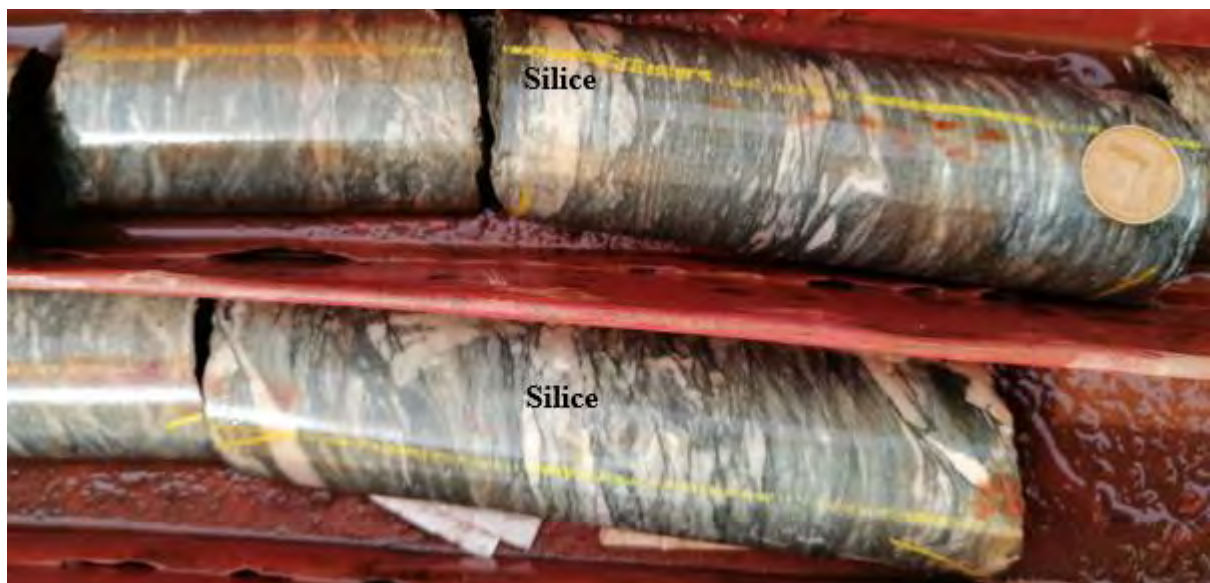


Figure 51 : metabasalte affecté par la silicification

2.7.3 La séricitisation

La séricitisation (**figure 52**) est un phénomène qui résulte de la transformation des feldspaths en micas à grains très fins et à reflets verts qui peuvent appartenir à deux espèces minérales : la muscovite ou rarement la paragonite. La séricitisation est aussi la première étape de l'augmentation de la porosité de la roche initiale, c'est pourquoi elle constitue un bon traceur des zones minéralisées.



Figure 52 : Faciès volcano-sédimentaire affecté par la séricitisation

2.7.4 La chloritisation

C'est le processus de transformation de certains minéraux ferromagnésiens (pyroxène et amphibole) en chlorite (**figure 53**). Elle se caractérise par sa couleur vert olive. La chloritisation est induite principalement par le métamorphisme schiste vert. Dans la zone de Maki Madina, l'association chlorites-carbonates est plus minéralisatrice.



Figure 53 : Métabasalte affecté par la chloritisation

2.7.5 L'albitisation

L'albitisation (**figure 54**) est le phénomène de substitution des plagioclases par l'albite. Elle se caractérise, dans la zone, par sa couleur rosâtre.

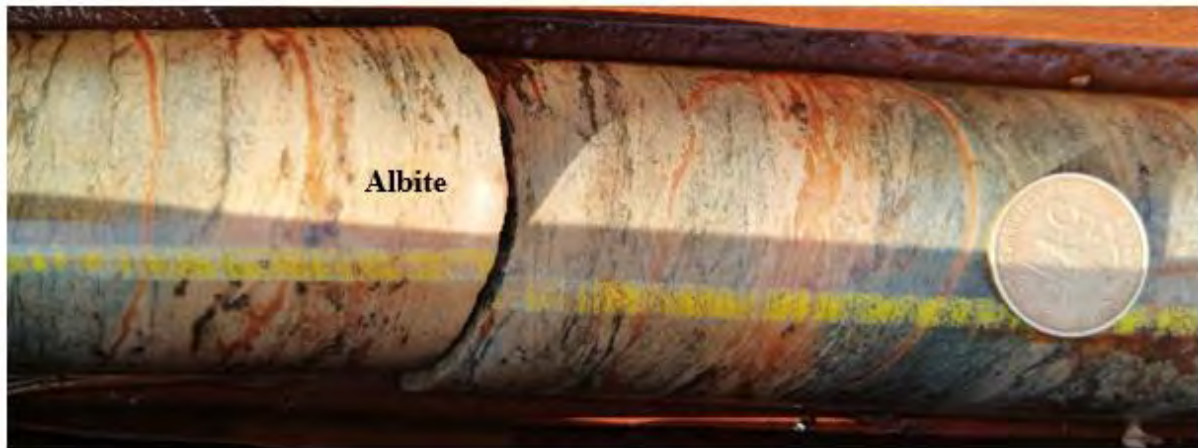


Figure 54 : Métabasalte affecté par l'albitisation

2.8 Carte litho-structurale de Maki Madina

L'étude structurale de MKM a fait ressortir des structures de la déformation ductile et des structures de la déformation cassante. Ainsi, quatre (04) failles majeures ont été identifiées à partir de l'ouverture de la fosse notées F1, F2, F3 et F4 d'attitudes respectives 300-70, 270-80, 230-50 et 200-70.

Les structures sont généralement orientées suivant les directions NNE-SSW, NE-SW et NS et à pendage variant entre 50 et 80°.

La carte interprétative litho-structurale du prospect de Maki Madina a été, en combinant la carte lithologique, mise à jour à partir des sections et les mesures structurales. Elle montre les relations cinématiques entre les structures et les faciès (**figure 55**).

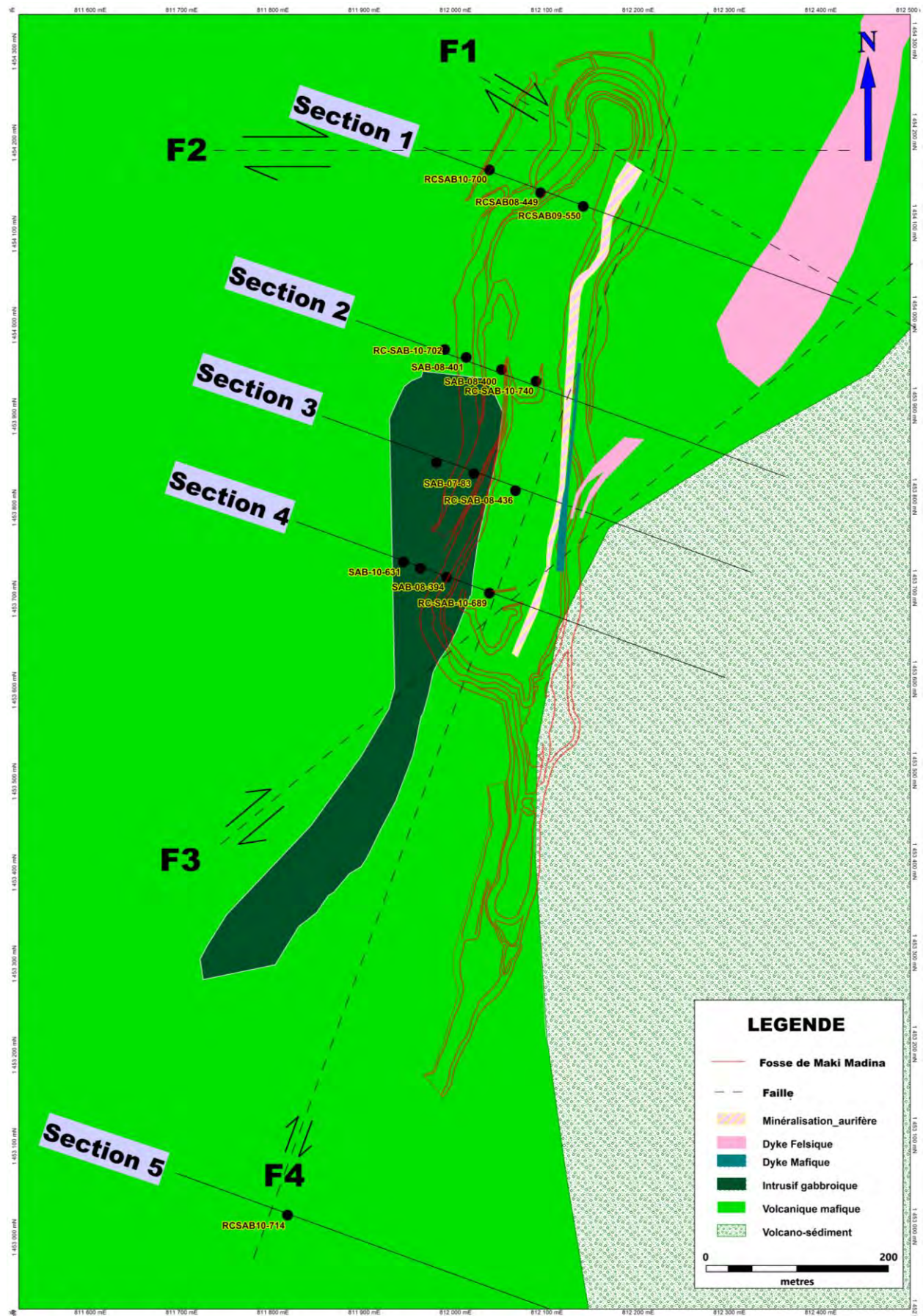


Figure 55 : Carte litho-structurale de Maki Madina

3 Relations entre litho-structurale et minéralisation

La carte interprétative litho-structurale du prospect de Maki Madina a permis d'avoir un aperçu sur le contrôle de la minéralisation. L'étude détaillée de la carte montre que les zones altérées, associées à la minéralisation de l'or sont incorporées dans les couloirs de déformations d'orientation NS et NNE-SSW. Ces couloirs ont favorisé la remobilisation et la circulation des liquides hydrothermaux responsables de la minéralisation de l'or (**figure 56**).

Les structures majeures, à l'échelle régionale, qui traversent la zone sont remplies par des intrusions felsiques et mafiques. Leurs mises en place seraient dues à une phase de réactivation d'un volcanisme dans la zone. Elles coupent la minéralisation ce qui donne une idée sur la chronologie des événements tectoniques. Ainsi, nous pouvons dire que les intrusions felsiques et mafiques sont postérieures aux fluides minéralisateurs qui sont postérieurs aux déformations.

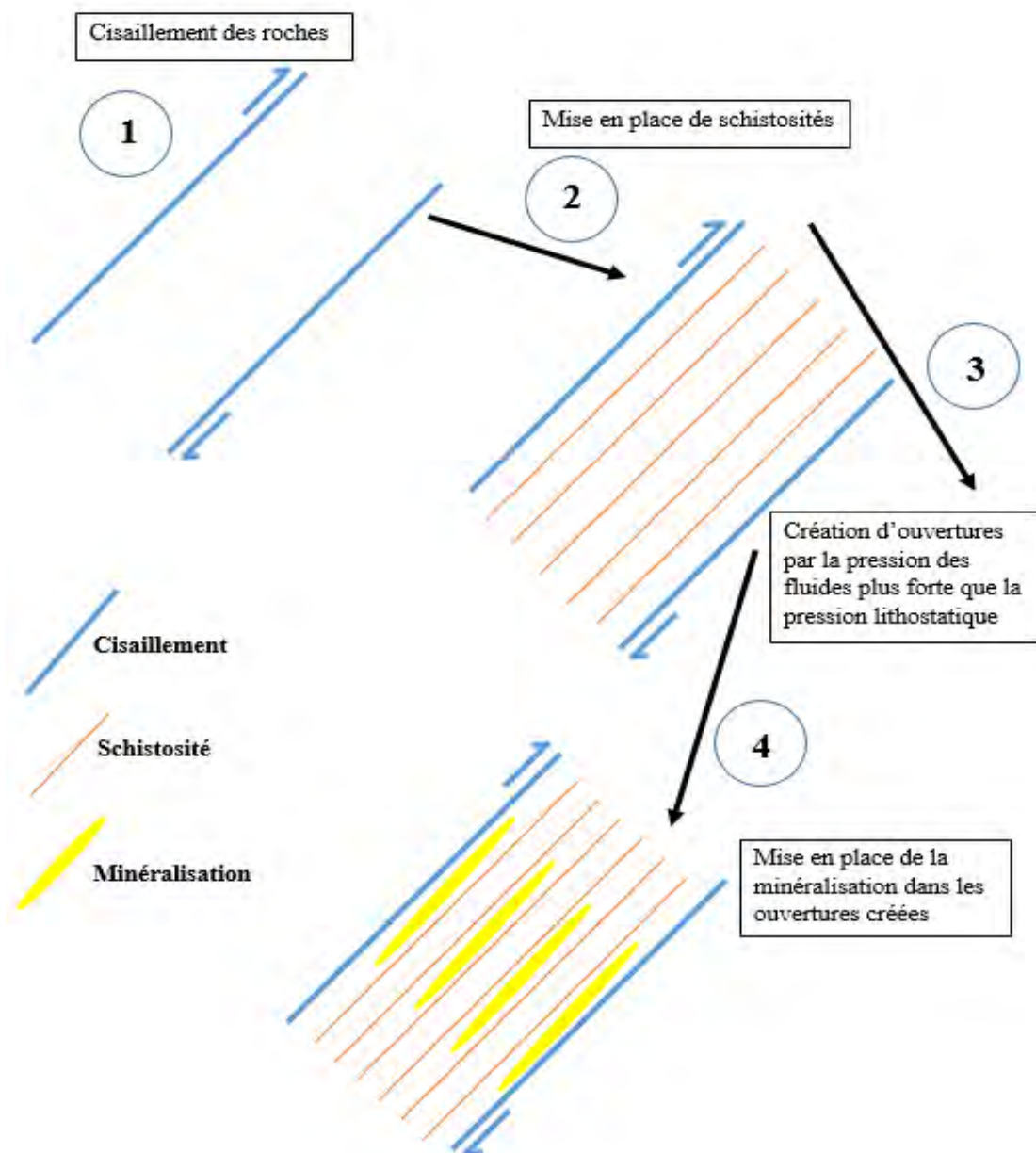


Figure 56 : Modèle de la minéralisation du gisement de Maki Madina

4 Conclusion

La géologie du gisement de Maki Madina est caractéristique des roches vertes de la série volcanique de Mako. Elle est constituée de volcano-sédiments, de metabasaltes, de gabbros qui sont pour la plupart affectés par un métamorphisme dans le faciès schiste vert.

L'analyse structurale a mis en évidence des structures de la déformation ductile et cassante orientées suivant les directions NNE-SSW, NE-SW et NS. Ces structures ont permis la mise en place de la minéralisation avec les cisaillements ductiles qui ont créés des ouvertures permettant l'hébergement des fluides minéralisateurs.

L'étude de la minéralisation a montré que l'or est très fin et est essentiellement contenu dans les minéraux de pyrite, ce qui a rendu difficile le traitement des minerais.

Cette minéralisation aurifère, une fois découverte, doit être exploitée dans des conditions qui vont optimiser le traitement de leurs minerais.

***TROISIEME PARTIE : OPTIMISATION DU TRAITEMENT DU
GISEMENT DE MAKI MADINA***

Introduction

Le traitement de l'or est un long processus faisant intervenir des actions mécaniques et chimiques. Il inclut le concassage, le broyage, la lixiviation du minerai d'une part et l'adsorption, l'élution et l'extraction électrolytique de l'or d'autre part.

La lixiviation ou cyanuration constitue la première étape chimique, elle est indispensable dans le processus de traitement de l'or et son efficacité aura une grande répercussion sur le taux de récupération de l'or.

1 Les facteurs influant sur la cyanuration de l'or

La cyanuration est le procédé le plus utilisé pour l'extraction de l'or. Elle permet, en effet la dissolution de l'or contenu dans le minerai.

Pour une bonne cyanuration, plusieurs facteurs sont en prendre en compte notamment le cyanure, le pH, l'oxygène, la température, l'agitation, la surface de contact.

1.1 Le cyanure et le pH

Le cyanure est un élément essentiel à la mise en solution de l'or. Il est ajouté sous forme de cyanure de sodium (NaCN). Habituellement, les usines achètent une solution de cyanure pour réduire les risques associés à la préparation de la solution ajoutée dans les équipements du circuit d'extraction. Les cyanures de potassium (KCN) et de calcium (Ca(CN)₂) ont aussi été utilisés comme sources d'ions cyanures, mais pour des raisons économiques et de qualité de produit, le cyanure de sodium est maintenant le réactif commun pour les solutions de cyanuration.

Lorsque le cyanure de sodium est mis en solution, un équilibre s'établit entre l'ion cyanure (CN⁻) et le cyanure d'hydrogène (HCN).



Le cyanure d'hydrogène (HCN) est un gaz toxique qu'il faut éviter de former. C'est le pH qui intervient sur l'équilibre entre les deux composés, HCN et CN⁻, selon le diagramme d'équilibre de la **figure 57**.

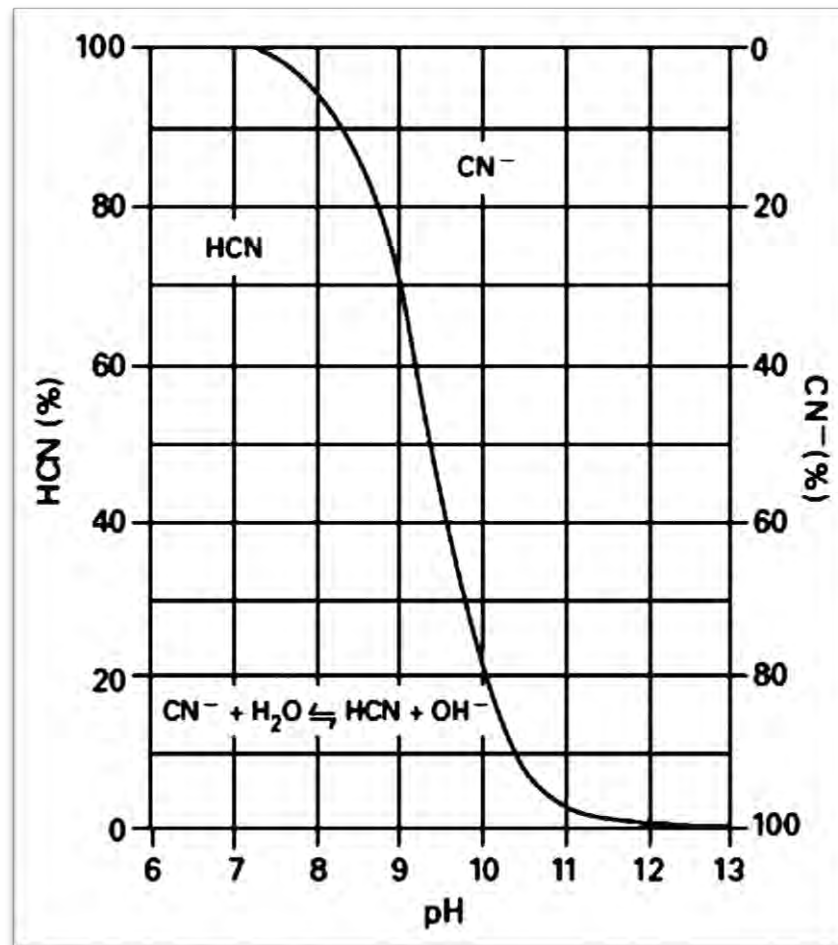
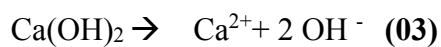
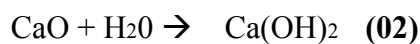


Figure 57 : Diagramme d'équilibre entre HCN- et CN- selon le PH (Blazi et Jdid, 2006)

Le contrôle du pH se fait par l'ajout de chaux (CaO). La chaux mise en solution se dissout selon la réaction (02), et la réaction (03) permet de maintenir un pH alcalin supérieur à 10 afin d'avoir un milieu avec le maximum de cyanure.



1.2 L'oxygène et la température

La solubilité de l'oxygène est fonction de la température et est montrée à la **figure 58**. Le graphique démontre bien que la solubilité de l'oxygène diminue avec l'augmentation de la température. Le choix de la température est le résultat d'un compromis entre la vitesse de réaction, qui augmente avec la température, et la disponibilité de l'oxygène.

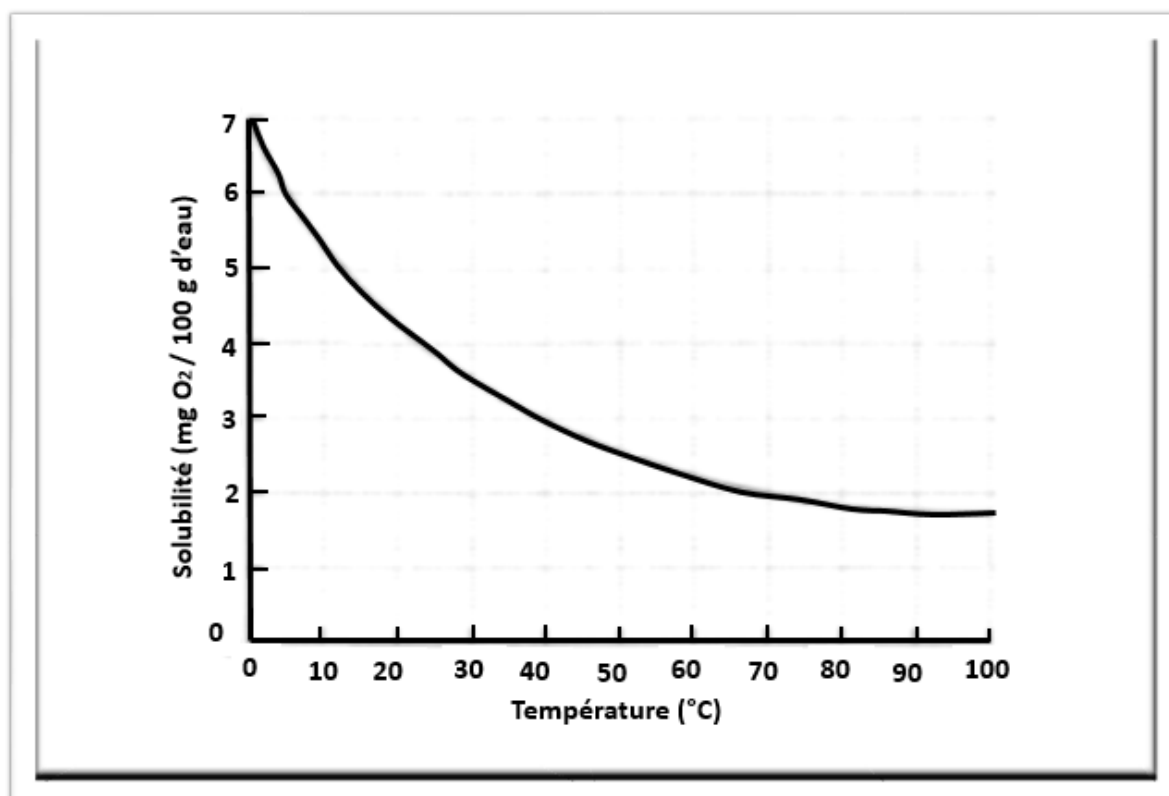


Figure 58 : Solubilité de l'oxygène en fonction de la température (Egan, 2007)

La concentration d'oxygène dans la pulpe de lixiviation est ajustée avec le débit d'air ou d'oxygène injecté dans la pulpe. L'utilisation d'un réacteur de lixiviation sous pression permet aussi d'augmenter la concentration d'oxygène dans la pulpe au-dessus de la ligne de saturation de la figure 58, mais cette option n'est pas utilisée à l'échelle industrielle, à moins de faire le traitement d'un minerai d'or réfractaire. Pour les essais avec des concentrations d'oxygène supérieures à 7,5 mg/L, la vitesse de réaction n'a pas augmenté, ce qui permet de déduire que la diffusion de l'oxygène n'est plus dans de telles conditions, le facteur limitatif de la vitesse de réaction. Ces résultats montrent aussi que le rendement or à un temps infini ne semble pas être affecté par la concentration d'oxygène dans la pulpe.

1.3 L'agitation

L'agitation est un facteur important pour la dissolution de l'or. Plusieurs paramètres entrent en considération dans l'agitation. Premièrement, les particules dans la cuve doivent être maintenues en suspension pour éviter la sédimentation et une perte de volume de réaction. Deuxièmement, la dispersion des gaz dans la solution doit être la plus efficace possible pour avoir un maximum d'oxygène en solution. Finalement, le choix des conditions d'agitation doit favoriser un maximum d'échanges par diffusion entre la solution cyanurée et la surface des particules.

Considérant aussi le fait que la réaction implique trois phases : gaz, solides et liquide, l'agitation doit être turbulente. L'analyse de l'effet du mélange sur la vitesse de cyanuration n'est pas documentée en détail.

De façon générale, la vitesse de dissolution augmente avec la vitesse d'agitation ce qui confirme que la composante de diffusion est importante pour la mise en solution de l'or. Pour

certaines expériences, un plafond est observé dans la vitesse de mise en solution à 800 rotations par minute (RPM).

1.4 La surface de contact

La surface de contact entre l'or et les réactifs affecte la vitesse de la réaction et le niveau de mise en solution. La vitesse de mise en solution de l'or est directement proportionnelle à l'augmentation de la surface réactive et inversement proportionnelle à la taille des particules. Ainsi un gramme de poudre d'or passe plus rapidement en solution qu'une pépite d'un gramme.

Dans le cas de la lixiviation d'un minerai, la situation est un peu différente puisque la dimension des particules est conditionnée par le broyage. L'objectif du broyage est d'exposer la surface de l'or. L'or, à la surface d'une particule (**figure 59**), est certainement aussi réactif qu'une particule d'or libre.

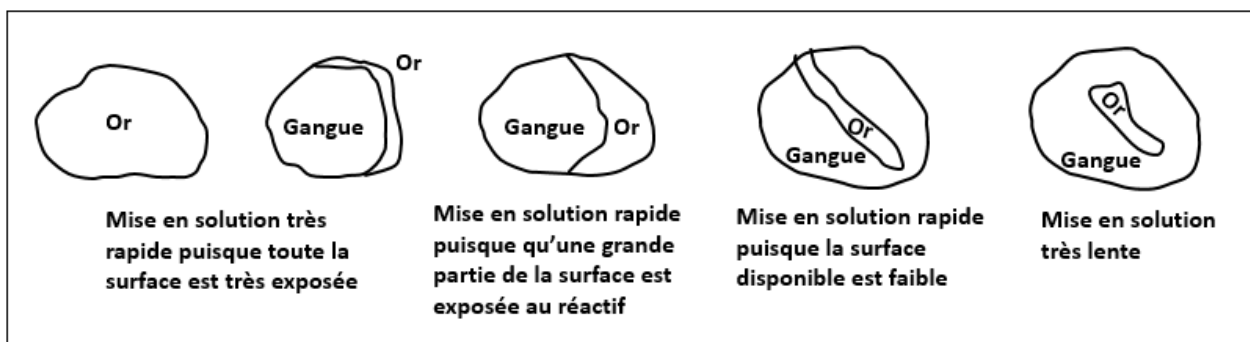


Figure 59 : Surface de contact et la dimension de particule (Egan, 2007)

2 Optimisation du traitement des minerais de Maki Madina

Un programme d'essais métallurgiques a été mené sur un composite de Maki Madina pour améliorer le taux de récupération de l'or en ajoutant des additifs chimiques tels que :

- Le peroxyde d'hydrogène (H_2O_2) ;
- Le nitrate de plomb ($\text{Pb}(\text{NO}_3)_2$)

Cette procédure expérimentale allant de la préparation des échantillons à l'extraction de l'or passant par le broyage est décrite avec les différentes étapes citées ci-dessous.

2.1 Historique

Le peroxyde d'hydrogène (H_2O_2) est connu de l'industrie minière comme un oxydant puissant, capable d'attaquer et de détruire le cyanure, le réactif de lixiviation le plus important (Knorre et Griffiths, 1984 ; Griffiths, 1988 ; Griffiths, 1988).



Le développement le plus récent est cependant l'utilisation de H_2O_2 comme oxydant dans la cyanuration des métaux précieux. Cette application peut apparaître comme une contradiction avec la réaction mentionnée ci-dessus. Cela peut, en effet, être le cas si certaines conditions ne sont pas examinées attentivement. Degussa a développé un nouveau procédé pour permettre l'application de H_2O_2 dans ce domaine sans avoir aucun effet néfaste sur le cyanure. L'incitation à rechercher un fournisseur d'oxygène comme H_2O_2 au lieu d'air était le fait que

l'une des conditions les plus importantes pour la dissolution rapide de l'or est la présence d'oxygène physiquement dissous dans la pulpe (Kydryk et Kellog, 1954 ; Warstell, 1987).



Une récupération complète de l'or dans un temps de lixiviation raisonnable ne peut être obtenue que si la pulpe est saturée d'oxygène dissous. Les pertes d'or dans les opérations de lixiviation se produisent principalement pour les raisons suivantes :

- Dans certains cas, la saturation en oxygène de la pulpe ne peut être obtenue par aération en raison de la difficulté à transférer l'oxygène de la phase gazeuse vers la phase liquide. Cela se produit, par exemple, dans les pulpes à viscosité élevée. Dans de tels cas, même une aération violente ne conduit qu'à une faible concentration d'oxygène dissous dans la pulpe.
- Dans tous les cas, la phase de démarrage de la lixiviation nécessite la plus grande quantité d'oxygène. Par conséquent, il est particulièrement important d'élever le niveau d'oxygène dissous à saturation dans la phase de départ.
- ❖ **Processus de lixiviation assistée par peroxyde (PAL)**
- L'intention du procédé est d'introduire de l'oxygène sous forme liquide. À la suite de travaux de recherche intensifs, il a pu être démontré que le peroxyde d'hydrogène peut être utilisé comme source d'oxygène dans la lixiviation des minerais d'or. Pour éviter les réactions secondaires, les conditions suivantes doivent être appliquées : Le peroxyde d'hydrogène doit être dilué avant d'être ajouté à la pulpe.
- Le dosage de H_2O_2 doit être correctement régulé en fonction du niveau d'oxygène de la pulpe.
- Une électrode spéciale à oxygène, qui résiste à l'action extrêmement abrasive de la pulpe, constitue un élément important du contrôle continu d' O_2^- .
- ❖ **Efficacité des processus**

Pour comparer l'efficacité de H_2O_2 avec les oxydants courants utilisés dans la cyanuration, les auteurs ont étudié les profils d'oxygène dans la pulpe en utilisant H_2O_2 , oxygène pur et aération violente avec de l'air comprimé. Les expériences ont été menées avec de la pulpe atypique rejetant l'air qui est traitée dans une mine d'or sud-africaine. Chacun des trois tests a été effectué de sorte que le coût de l'oxydant par tonne de minerai était égal.

Le niveau final d' O_2 de 12 ppm était déjà atteint après 14 minutes en utilisant du H_2O_2 , tandis qu'un niveau de 8 ppm n'était obtenu qu'après trois heures avec de l'oxygène pur. Avec une aération violente, un niveau maximum d' O_2 de seulement 4,3 ppm a été obtenu après une heure (**Figure 60**). Cela montre que l'oxygène actif dans H_2O_2 peut être utilisé beaucoup plus efficacement. Même l'ajout de six fois la quantité d'oxygène actif sous forme d'oxygène pur ou de plus de 800 fois la quantité d'oxygène dans l'air comprimé ne permettait pas d'obtenir les mêmes performances que le peroxyde d'hydrogène. Il est également facile de dépasser la limite de saturation en oxygène de la pulpe (environ 9 ppm au niveau de la mer) de plus de 100% en utilisant H_2O_2 comme fournisseur d'oxygène.

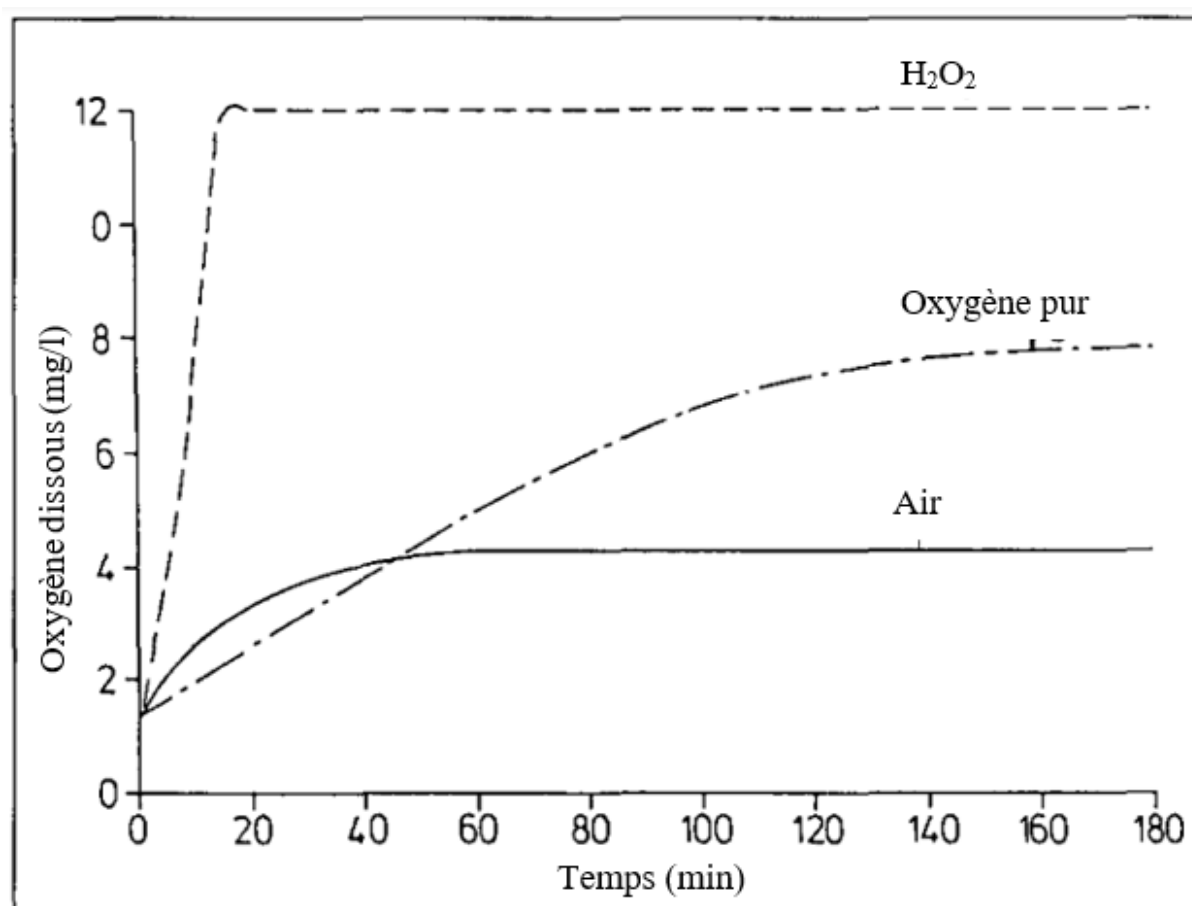


Figure 60 : Concentration en oxygène dissous en fonction du temps de réaction.

La vitesse de dissolution des métaux précieux dans le processus de cyanuration est directement liée à la concentration d'oxygène dissous dans la pulpe. Cela a également été confirmé dans nos tests de lixiviation. Dans le **tableau 2**, les taux d'extraction d'or sur le même minerai d'or sud-africain, obtenu avec H₂O₂ et air comprimé comme oxydants, sont comparés. Il est évident que la cinétique de l'extraction de l'or est fortement accélérée lors de l'utilisation de H₂O₂.

Oxydants	Niveau max O ₂	Taux d'extraction d'or après					
		1h	2h	3h	4h	24h	48h
H ₂ O ₂	10 ppm	91%	91%	93%	95%	95%	95%
H ₂ O ₂	18 ppm	94%	96%	96%	96%	96%	96%
Air	4,5 ppm	74%	82%	83%	85%	92%	96%

Tableau 2 : Valeur moyenne de la cyanuration de l'or d'un minerai sud-africain typique en utilisant H₂O₂ (ajusté à différents niveaux d'O₂) et de l'air comprimé comme oxydants.

Le taux d'extraction d'or final (95% à 96%) est déjà atteint après deux à quatre heures lorsque le peroxyde d'hydrogène est utilisé. Et, plus important encore, il est plus de 10% plus élevé que dans le cas de l'aération après le même temps. L'extraction finale de l'or accessible au cyanure n'a pas été atteinte avant 48 heures lorsque l'aération simple a été utilisée.

❖ Extension du processus PAL

Les premières étapes de la mise à l'échelle du processus ont été réalisées en Afrique du Sud, où Degussa a exploité le système de lixiviation assistée par peroxyde dans des conditions pilotes et à pleine échelle. Les essais à grande échelle ont été menés à la mine Fairview de Gencor dans l'est du Transvaal / Afrique du Sud. L'usine traite un résidu de flottation. À sa pleine capacité de 750 t / j et à un temps de rétention de 24 heures, seulement environ 62% de l'or a été extrait (teneur de tête d'environ 2,8 ppm).

Les essais à la mine Fairview ont prouvé l'efficacité du H_2O_2 comme oxydant (**Figure 61**). La vitesse d'extraction de l'or est très lente lorsque H_2O_2 n'est pas appliqué, une quantité importante d'or accessible au cyanure est restée dans le résidu, même après 24 heures. Cependant, l'extraction finale de l'or est déjà réalisée après 6 heures lorsque le procédé PAL est appliqué.

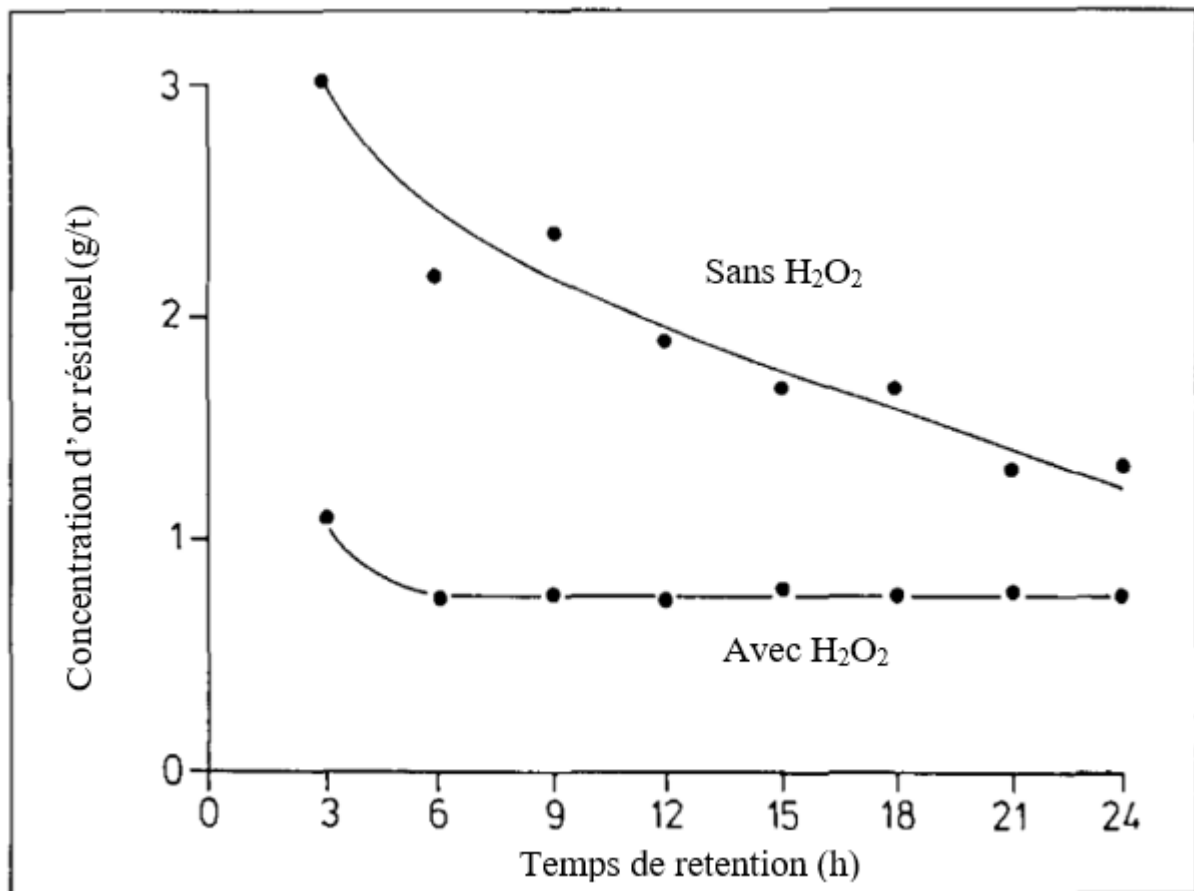


Figure 61 : Concentration résiduelle en or dans le minerai de Fairview en fonction du temps de lixiviation.

Au cours de la période d'essai de 17 semaines, le processus PAL a permis l'extraction de tout l'or accessible au cyanure, augmentant l'extraction moyenne d'or de 11,6%. Cela correspond à une diminution de la concentration moyenne en or dans le résidu lavé de 0,3 g / t de minerai d'or. Les résultats ont également prouvé la bonne rentabilité du processus PAL. La valeur de l'or supplémentaire récupéré dépasse les coûts de H_2O_2 et de récupération de l'équipement d'un facteur cinq. De plus, les essais ont montré que la consommation de cyanure était à son plus bas pendant la période d'ajout de H_2O_2 .

❖ Conclusion

Le procédé de lixiviation assistée par peroxyde a été développé pour introduire l'oxygène nécessaire à la cyanuration sous forme liquide. Le procédé présente les caractéristiques suivantes :

- L'extraction d'or est fortement accélérée. L'extraction finale d'or est déjà atteinte au bout de deux à six heures alors que le processus de cyanuration actuel nécessite 24 à 48 heures.
- H_2O_2 n'attaque pas du tout le cyanure lorsque le processus PAL est utilisé.
- L'or supplémentaire récupéré permet de payer facilement le réactif supplémentaire et les coûts d'investissement pour la mise en œuvre du processus PAL.
- Les futures usines peuvent être conçues beaucoup plus petites que les usines utilisant la technique de cyanuration conventionnelle pour un débit donné. Cela conduit à des économies considérables sur les coûts d'investissement.

2.2 Méthodologie

2.2.1 Préparation des échantillons, détermination du P_{80} et temps optimal de broyage

L'échantillon doit être broyé et soumis à des tests granulométriques par suite d'un passage dans une série de tamis (425 μm , 300 μm , 212 μm , 150 μm , 106 μm , 75 μm , 53 μm et 38 μm). L'objectif de ce broyage est d'obtenir un minerai avec des particules de tailles inférieures 75 μm (puis-ce que l'or est très fin) en un temps suffisamment court.

2.2.1.1 Préparation des échantillons

Trois échantillons labélisés (MKM-01, MKM-02 et MKM-03) de masses respectifs 9,9 kg, 19,0 kg et 23,0 kg ont été reçus et traités. Les échantillons ont été combinés pour former un composite en vrac ensuite on procède de la manière suivante:

- Concassage des échantillons;
- Prélèvement d'échantillons de 200 g;
- Broyage à différents moments des échantillons pendant 1; 2; 3; 4; 5; 6; 7; et 10 minutes

2.2.1.2 Détermination du P_{80}

P_{80} représente la somme cumulative de 80 % en masse des passants du produit P.

Pour y arriver, on passe par les étapes suivantes:

- Faire passer tout l'échantillon mélangé au préalable avec de l'eau sur un tamis de 38 μm en collectant ainsi la suspension inférieure à 38 μm ;
- Filtrer la suspension inférieure à 38 μm et placez le solide dans le four pour sécher ;
- Placer la suspension supérieure à 38 μm dans le four pour sécher ;
- Une fois que les deux échantillons sont secs, placez l'échantillon supérieur à 38 μm dans le plateau du tamis rotatif avec les fractions de taille suivantes (toutes en μm) : 425, 300, 212, 150, 106, 53, 38 ;
- Peser et enregistrer chaque fraction de taille, y compris le solide inférieur à 38 μm ;
- Effectuer des calculs sur les données pour déterminer le P_{80} de l'échantillon.

2.2.1.3 Temps optimal de broyage à 75 μm

Il est équivalent au temps correspondant à une somme cumulative de 80 % des masses passant sous le seuil de 75 μm .

2.2.2 Procédé de lixiviation de l'or

2.2.2.1 Test de lixiviation au cyanure à concentrations de peroxyde d'hydrogène variables

Pour bien mener ces tests de lixiviation, cinq (05) concentrations différentes de peroxyde d'hydrogène (H_2O_2) ont été préparée (0 ; 4,5 ; 2,25 ; 1,125 et 0,5625 ppm). Ces concentrations sont simplement des valeurs tests; ainsi on essaie d'encadrer la valeur théorique (qui est de 7,5 ppm d'air (0,0075g d'air / Litre de pulpe) d'après la stœchiométrie. Selon l'équivalence ci-dessous, la valeur recherchée pour une bonne extraction serait comprise entre 4,5 ppm et 0,05625 ppm de H_2O_2 :

Masse de 1 L d'air = 1,2 g

$\text{O}_2 = 20\% \rightarrow \text{masse } \text{O}_2 = 0,24 \text{ g}$

Nous avons besoin de minimum 7,5 ppm d'air (0,0075 g d'air / Litre de pulpe)

Si on ratisse la plage 4,5 ppm à 0,5625 ppm on trouvera la valeur efficiente qui permettrait non seulement une bonne récupération mais évitera de gaspiller de l'eau oxygénée.

Pour chaque test, le pH et la concentration en cyanure sont vérifiés et fixés respectivement à 10,5 et 300 ppm.

Cinq (05) échantillons sont préparés et pour chacun d'eux :

1. Prélevez 1 Kg d'échantillon broyé ;
2. Ajouter l'eau nécessaire pour obtenir 45 % de solide (soit 1,222 L). Ce choix (45 % de solide) se justifie du fait que ça permet d'avoir un milieu moyennement visqueux pour permettre la pénétration de l'oxygène après la décomposition de l'eau oxygénée d'après la réaction ci-dessous:



3. Vérifier le pH de la solution, ajouter de la chaux si nécessaire pour maintenir le pH = 10,5;
4. Ajoutez 0,3 mg de CN pour démarrer la lixiviation ;
5. Ajouter la quantité de H_2O_2 à hauteur de 3 % par rapport au volume d'eau pour chaque test;
6. Faire rouler les échantillons 2 ; 4 ; 6 ; 8 et 24 heures ;
7. A chaque heure mentionnée, extraire 30 ml de suspension et filtrer pour le dosage de la solution.
8. Reporter les résultats dans une feuille de calcul.

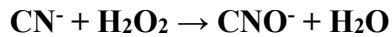
2.2.2.2 Pour le nitrate de plomb ($\text{Pb}(\text{NO}_3)_2$)

1. Répéter toutes les étapes, exceptée l'étape n°5, utiliser le nitrate de plomb;
2. Reporter les résultats dans une feuille de calcul.

2.3 Résultats et discussions :

Ces deux aditifs n'ont pas les mêmes éléments de comparaison du fait que :

- Le peroxyde d'hydrogène oxyde le Cyanure libre dans le milieu en produisant du cyanate (CNO-) d'après la réaction ci-dessous;



Cette réaction se faisant à des PH compris entre 9 et 10, reste liée au potentiel d'hydrogène.

- Le nitrate de plomb quant à lui ne constitue qu'un catalyseur de la réaction pour permettre la formation du complexe or-cyanure (AuCN) par définition. Ce catalyseur sort de la réaction à la fin à la différence de l'eau oxygénée qui participe comme réactif et donne un produit dérivé d'après la réaction ci-dessus.

2.3.1 Pour le peroxyde d'hydrogène (H₂O₂)

2.3.1.1 Détermination du temps broyage

Les résultats du broyage obtenus ont permis de calculer le pourcentage (%) de passants de chaque classe granulométrique et de faire le pourcentage cumulé des passants.

Une courbe de distribution des grains exprimant le pourcentage cumulé en fonction des diamètres a été élaboré afin de déterminer le P₈₀ (**figure 62**).

Le temps optimum pour obtenir le P₈₀ nécessaire est compris entre 2 et 3 minutes.

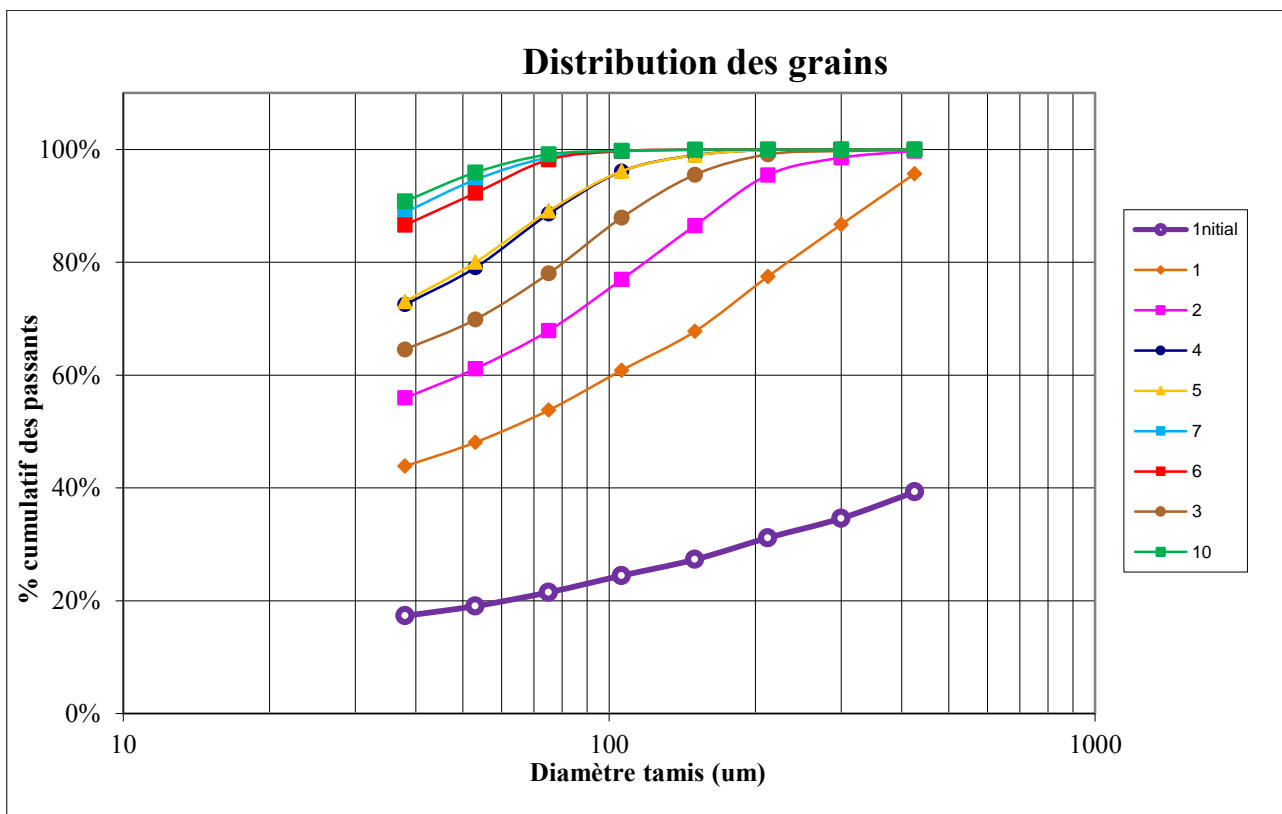


Figure 62 : Distribution granulométrique du minerai après broyage

2.3.1.2 Résultats du test de lixiviation

Les données obtenues après 24h de lixiviation au cyanure en présence de différentes concentrations de peroxyde d'hydrogène sont résumées dans le **tableau 3** ci-dessous.

	Temps (heures)	0	2	4	6	8	24
pas H ₂ O ₂	Oxygène dissous mesuré	7,92	7,82	7,64	8,16	8,4	8,5
	Récupération (%)	0	40	54	60	71	84
	Or résiduel (ppm)	0,95	0,57	0,43	0,38	0,27	0,15
	CN consommé (ppm)	0	140	150	160	180	190
0,5625 ppm de H ₂ O ₂	Oxygène dissous mesuré	17,4	8,13	7,67	7,81	8,24	8,32
	Récupération (%)	0	50	61	63	78	93
	Or résiduel (ppm)	0,95	0,47	0,37	0,35	0,21	0,06
	CN consommé (ppm)	0	90	120	140	150	160
1,125 ppm de H ₂ O ₂	Oxygène dissous mesuré	12,85	7,93	7,81	7,62	7,85	7,98
	Récupération (%)	0	48	48	55	74	87
	Or résiduel (ppm)	0,95	0,49	0,5	0,43	0,25	0,13
	CN consommé (ppm)	0	100	110	140	150	160
2,25 ppm de H ₂ O ₂	Oxygène dissous mesuré	14,47	7,83	7,89	7,9	7,92	7,93
	Récupération (%)	0	49	53	54	75	89
	Or résiduel (ppm)	0,95	0,49	0,45	0,44	0,24	0,1
	CN consommé (ppm)	0	120	140	150	160	170
4,5 ppm de H ₂ O ₂	Oxygène dissous mesuré	20	7,68	8,14	8,09	8,21	8,51
	Récupération (%)	0	56	59	62	80	86
	Or résiduel (ppm)	0,95	0,42	0,39	0,36	0,19	0,14
	CN consommé (ppm)	0	130	140	150	160	170

Tableau 3 : Résultats de dosage de H₂O₂

Nous avons 4 cas d'analyse illustrés par des graphes obtenus à partir du tableau 3 ci-dessus.

2.3.1.2.1 Concentration d'oxygène dissous (OD) par rapport à la concentration de H_2O_2

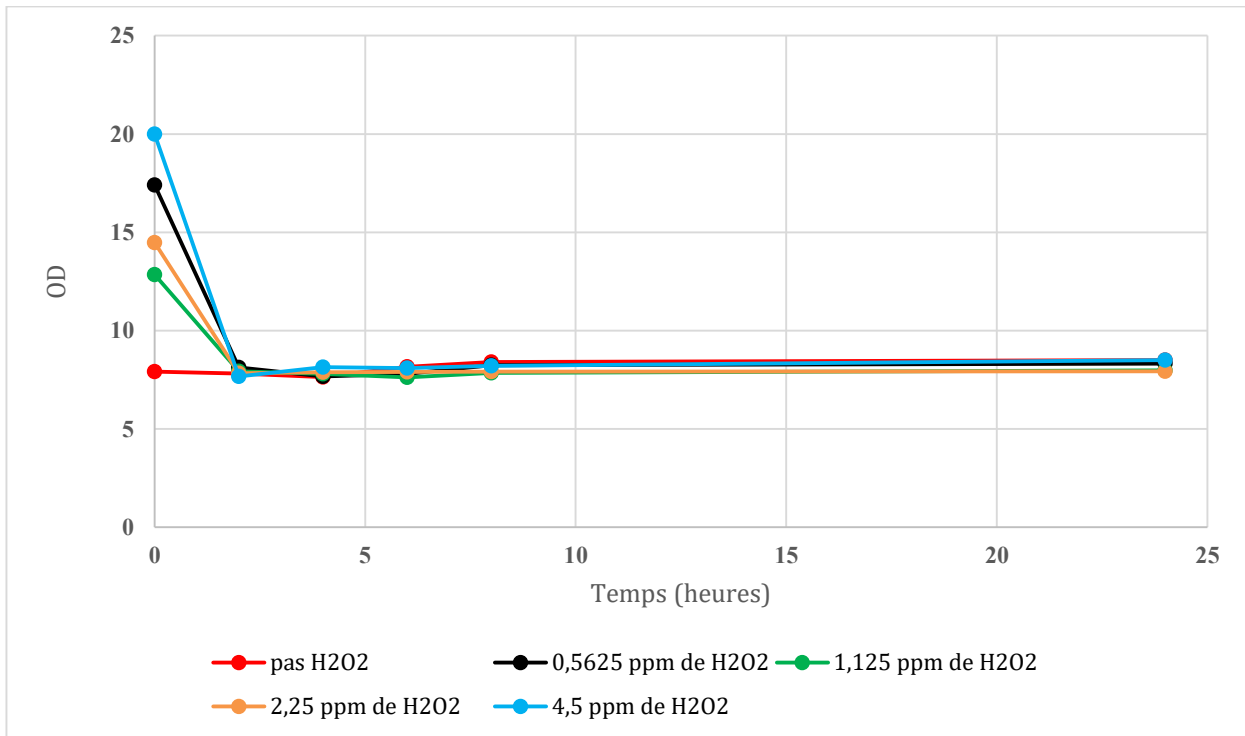


Figure 63 : Variation de l'oxygène dissous pendant 24h

La **figure 63** montre que l'OD diminue au cours des deux (02) premières heures. Cela signifie que pour chacun d'eux la cinétique de la réaction est la même. Une série de tests montre le même profil et une stabilisation du niveau d'OD après 4 heures de lixiviation.

En effet, l'ajout de H_2O_2 a augmenté la quantité d'OD en début de solution, ce qui a pour conséquence d'améliorer la lixiviation de l'or. La concentration 0,5625 ppm semble donner un bon résultat de lixiviation.

2.3.1.2.2 Récupération de l'or par rapport à la concentration de H_2O_2

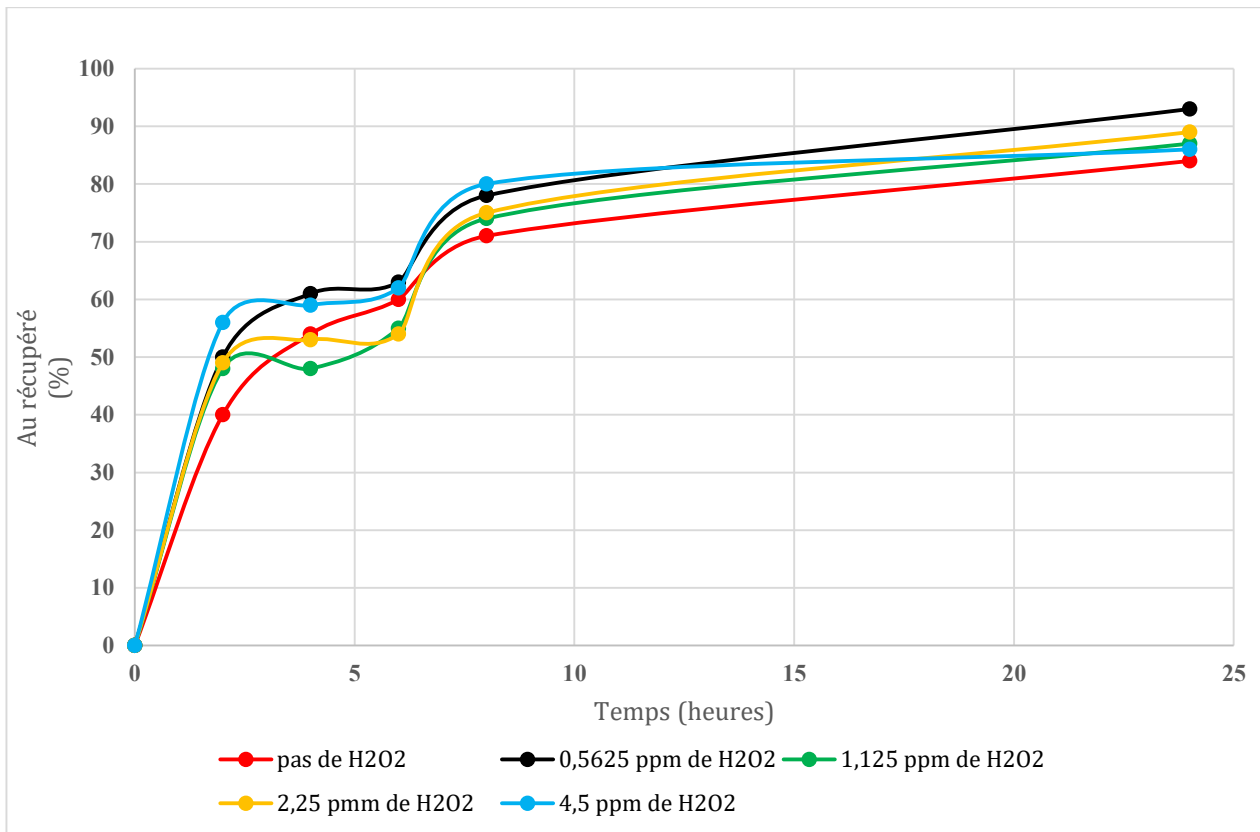


Figure 64 : récupération de l'or après 24h

La **figure 64** montre la variation de la récupération en or des échantillons soumis à cinq (05) concentrations différentes de H_2O_2 au cours des 24h. L'échantillon qui a présenté la meilleure récupération est celui avec 0,5625 ppm de H_2O_2 . L'or récupéré pour celui-ci est de 93% ; pendant ce temps la récupération d'or pour les autres échantillons se situe entre 84% et 89%. En effet avec l'ajout de H_2O_2 , ce dernier a permis d'oxyder les complexes soufre en sulfates mais d'oxyder également les complexes fer en oxydes de fer, ce qui a rendu ces deux éléments cyanicides moins actifs vis-à-vis du cyanure qui devient beaucoup plus libre dans la solution pour assurer une bonne lixiviation de l'or et par conséquent on obtient une meilleure récupération de l'or.

Alors selon ce graphique (Figure 61), la meilleure récupération d'or est atteinte avec la plus faible concentration en H_2O_2 (0,5625 ppm).

2.3.1.2.3 Consommation de cyanure (CN) par rapport à la concentration de H_2O_2

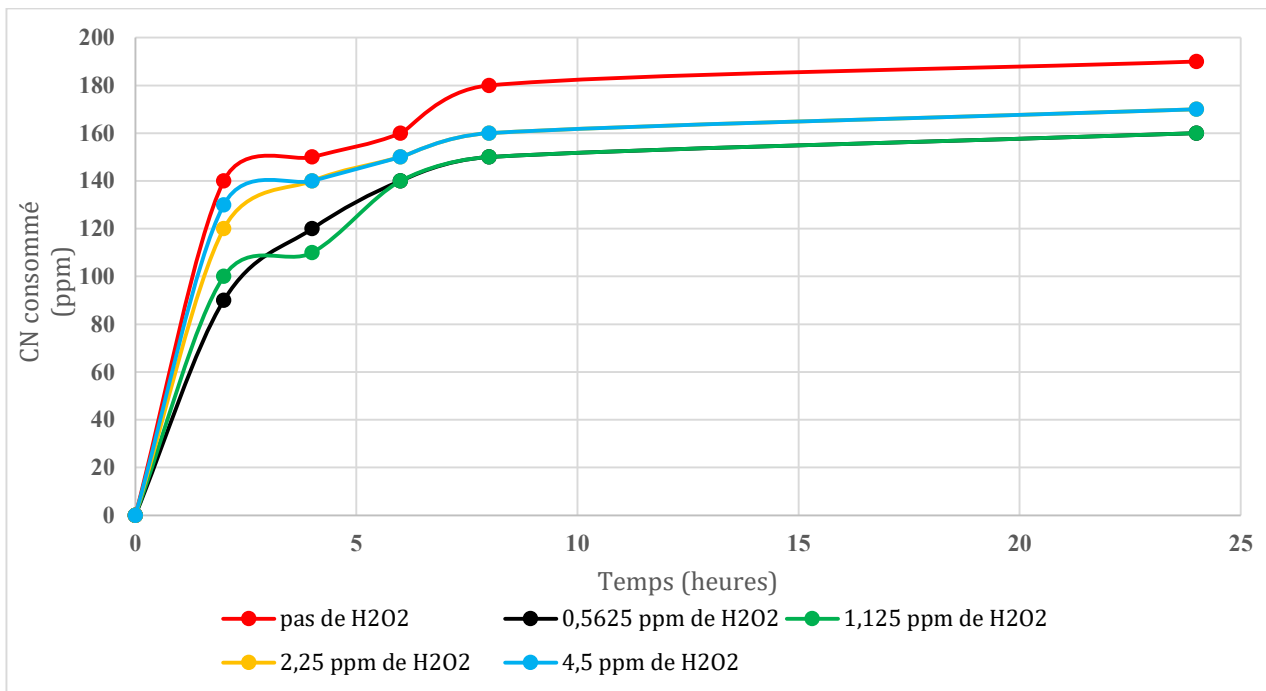


Figure 65 : consommation de cyanure pendant 24h

La moindre consommation de CN est indiquée avec la plus faible concentration de H_2O_2 (**figure 65**), donc pour l'efficacité, nous pouvons considérer que minimiser cette concentration est la meilleure option. D'un autre côté, la grande concentration de H_2O_2 est un gaspillage. En effet, la concentration 0,5625 ppm est la concentration qui assure mieux la diffusion de l'oxygène dans la solution pour oxyder les éléments cyanicides (complexe soufre et complexe fer) car étant moins dense et par conséquent le cyanure est moins consommé pour assurer une bonne lixiviation de l'or.

2.3.1.2.4 Or résiduel par rapport concentration de H_2O_2

Selon le graphique ci-dessous (**figure 66**), l'or résiduel est inférieur à 0,1 ppm avec une concentration de 0,5625 ppm de H_2O_2 . Avec cette dernière, l'or résiduel est de 0,06 ppm.

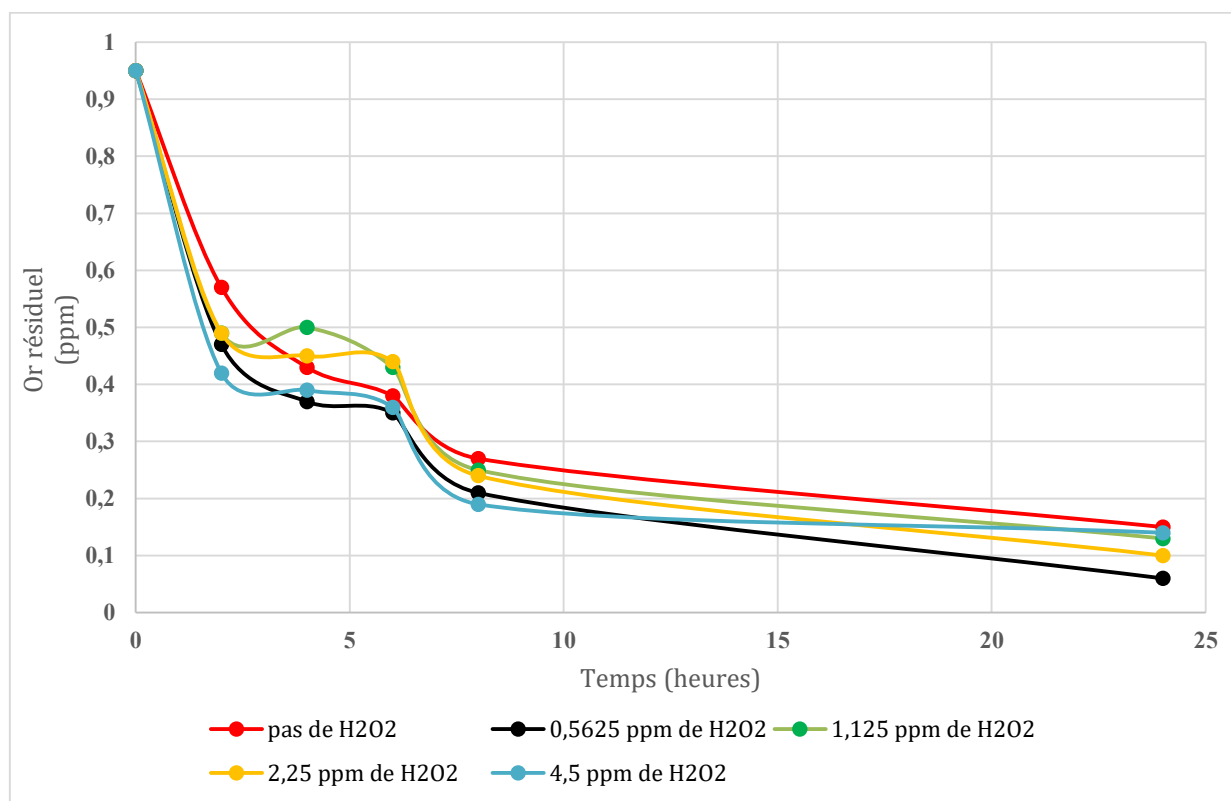


Figure 66 : or résiduel après 24h

2.3.2 Pour le nitrate de plomb

2.3.2.1 Travaux d'essais de lixiviation au cyanure en utilisant différentes concentrations de nitrate de plomb ($Pb(NO_3)_2$)

Pour ces essais de lixiviation au cyanure, différentes concentrations de nitrate de plomb (NP) sont utilisées. Les résultats du test de lixiviation sont résumés dans le **tableau 4** ci-dessous.

	Temps (heures)	0	1	2	4	6	24
pas de nitrate de plomb (NP) $Pb(NO_3)_2$	Or en solution (ppm)	-	1,56	1,94	2,28	2,48	2,54
	pH	-	10,47	10,39	10,29	10,22	10,03
	CN libre (ppm)	-	300	280	250	235	210
	Récupération (%)	0	54,67	67,19	77,67	83,42	81,73
0,1 kg/t de $Pb(NO_3)_2$	Or en solution (ppm)	-	2,06	2,37	2,68	2,7	2,82
	pH	-	10,54	10,43	10,32	10,24	10,12
	CN libre (ppm)	-	320	300	275	265	260
	Récupération (%)	0	72,2	82,41	91,97	92,54	91,4
0,2 kg/t de $Pb(NO_3)_2$	Or en solution (ppm)	-	2,41	2,42	2,48	2,51	2,84
	pH	-	10,5	10,39	10,28	10,18	10,06
	CN libre (ppm)	-	330	320	290	270	260
	Récupération (%)	0	84,46	84,79	86,64	87,5	91,21
0,3 kg/t de $Pb(NO_3)_2$	Or en solution (ppm)	-	2,37	2,54	2,72	2,85	2,96
	pH	-	10,15	10,08	9,99	9,92	9,8
	CN libre (ppm)	-	350	330	295	280	270
	Récupération (%)	0	83,06	88,66	94,21	97,94	95,88

Tableau 4 : résultats de dosage de $Pb(NO_3)_2$

Les résultats résumés dans le tableau 4 ci-dessus montrent que l'extraction de l'or dans les minerais de Maki Madina s'est améliorée avec l'addition de nitrate de plomb.

Ce tableau nous permis d'analyser les effets de l'ajout de $Pb(NO_3)_2$ suivant trois (03) cas :

2.3.2.1.1 Effet du nitrate de plomb sur la récupération de l'or

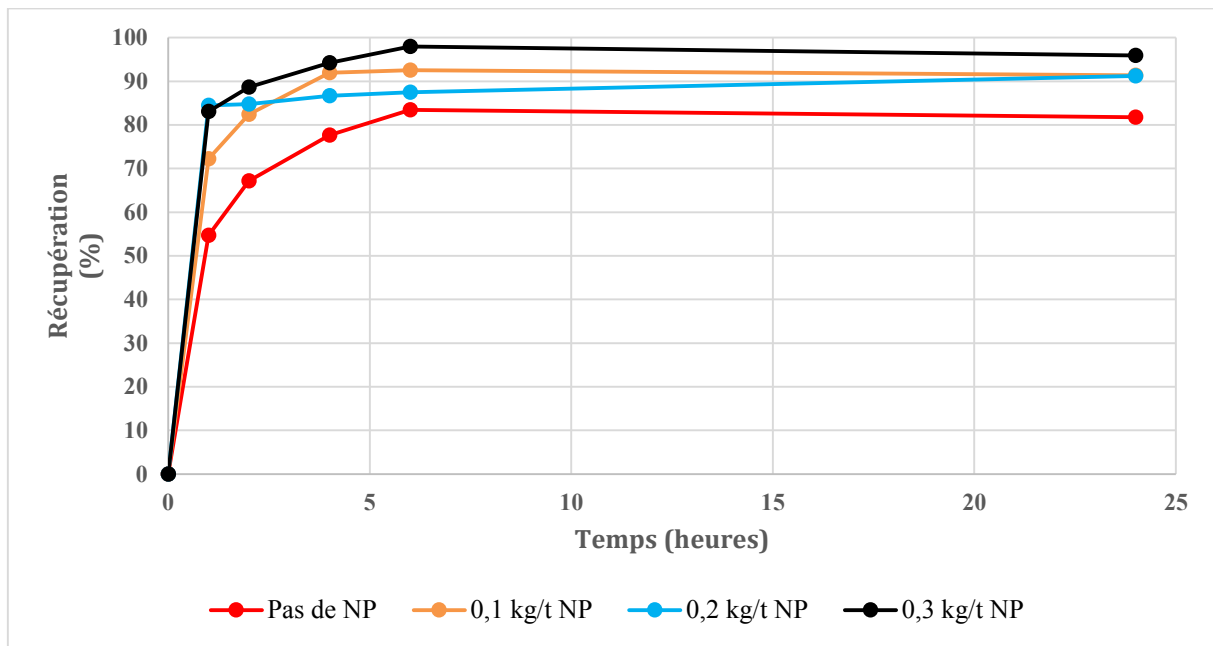


Figure 67 : récupération de l'or pendant 24h

La **figure 67** montre qu'en 24 heures, la récupération passe de 81,73 à 95,88% avec l'ajout de 0,3 kg de nitrate de plomb par tonne de minerai. En 4 heures, avec l'ajout de 0,3 kg de plomb, la récupération de l'or atteint 94,2%, ce qui signifie que l'augmentation de la quantité de nitrate de plomb augmente la cinétique de la lixiviation et l'extraction globale de l'or.

2.3.2.1.2 Effet du nitrate de plomb sur la consommation de cyanure (CN)

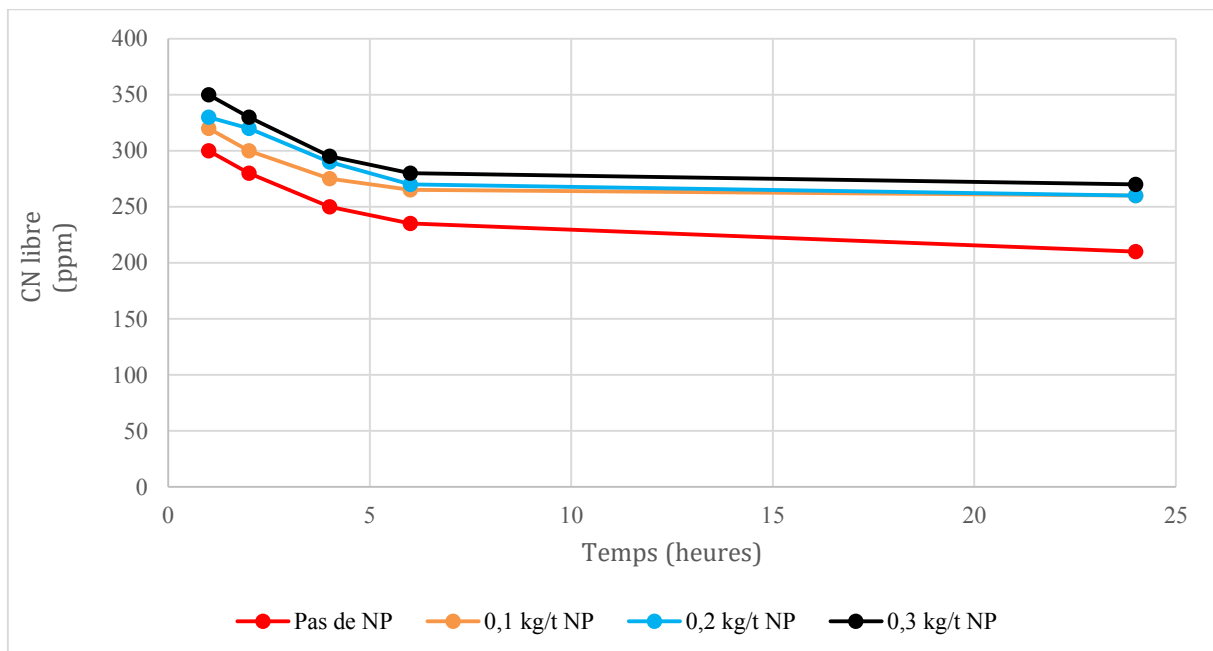
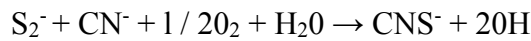


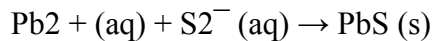
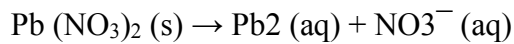
Figure 68 : consommation du cyanure pendant 24h

Le test sans nitrate de plomb semble consommer plus de cyanure que les tests au nitrate de plomb (**figure 68**). Cela s'explique par le fait que le nitrate de plomb réagit avec le sulfite, donc le cyanure libre augmentera avec la conduite pour une meilleure récupération de l'or.

-Sans nitrate de plomb



-Avec du nitrate de plomb



2.3.2.1.3 Effet du nitrate de plomb sur la consommation de chaux

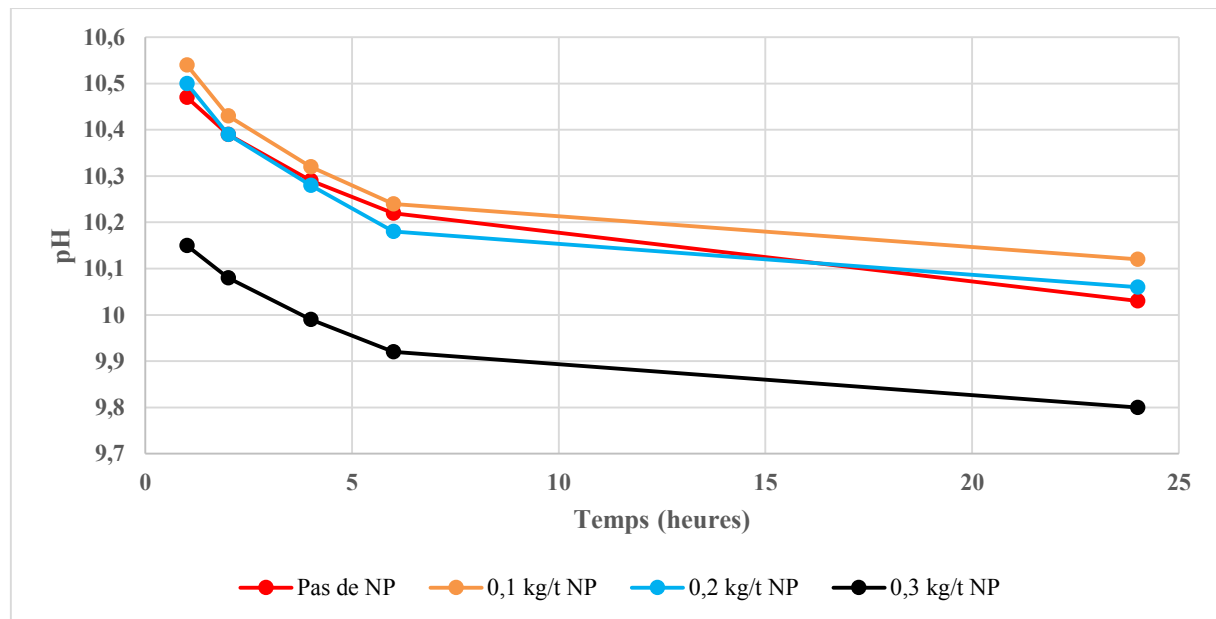


Figure 69 : consommation de chaux pendant 24h

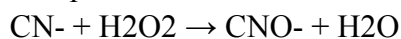
Les trois premiers résultats d'essais indiquent que des concentrations élevées de nitrate de plomb ne semblent pas avoir d'effet néfaste sur la consommation globale de chaux (**figure 69**). Ces pH sont similaires le long des 24 heures. Cependant, les 0,3 kg/t de nitrate de plomb semblent faire exception.

2.4 Conclusions

❖ Pour le peroxyde d'hydrogène

De ces travaux de test, le peroxyde d'hydrogène nécessite un pH élevé (par addition de chaux).

La réaction entre le cyanure et le peroxyde d'hydrogène produit du cyanate (CNO^-) et de l'eau à un pH compris entre 9 et 10.



Alors que le peroxyde d'hydrogène oxyde le cyanure libre, la concentration de peroxyde d'hydrogène montre une efficacité à faible concentration.

Pour 0,5625 ppm, la récupération de l'or atteint 93% tandis qu'une concentration de 4,5 ppm de H_2O_2 montre 86% de récupération.

❖ Pour le nitrate de plomb

Après 24 heures avec une concentration en cyanure de 0,3 kg/t, un pH supérieur à 10, la récupération d'extraction d'or de maki Madina est inférieure à 84%.

Avec les mêmes conditions et l'ajout 0,3 kg de nitrate de plomb par tonne de minerai, pendant 4 heures, la récupération de la lixiviation a dépassé 94%. Il en résulte également une faible consommation de cyanure.

Les deux situations ci-dessus confirment que le nitrate de plomb peut être utilisé pour augmenter l'efficacité de la lixiviation des minerais de Maki Madina.

CONCLUSION ET RECOMMANDATIONS

L'étude lithostructurale du gisement de Maki Madina a permis de mieux comprendre la minéralisation mise en place et le taux de récupération de 84% obtenu lors des tests métallurgiques avant son ouverture.

Le secteur renferme des roches volcaniques mafiques et des volcano-sédiments. Ces différents faciès sont affectés par un métamorphisme de bas grade (dans le faciès schiste vert) et sont recoupés par des intrusions felsiques et mafiques.

Sur le plan structural, on rencontre des structures de la déformation ductile et des structures de la déformation cassante. Les structures de la déformation ductile sont représentées par les cisaillements ductiles, les plis, les foliations, les schistosités et les linéations. Les structures cassantes sont à elles représentées par les microfailles, les veines et veinules. La plupart de ces structures ont des orientations suivant les directions NNE-SSW, NE-SW et NS.

La minéralisation est en général portée par les épicles volcaniques et les sédiments et sa mise en place a été facilitée par les cisaillements qui ont créé des ouvertures permettant le logement des fluides minéralisateurs. L'or est contenu dans les minéraux de pyrite et il est de taille très fine.

Cette finesse de l'or contenu dans les minéraux de pyrite rend la récupération difficile. Deux (02) d'additifs sont utilisés indépendamment à savoir le peroxyde d'hydrogène (H_2O_2) et le nitrate de plomb ($Pb(NO_3)_2$) pour rehausser le taux de récupération de l'or qui donne 93% et 95% respectivement avec H_2O_2 et $Pb(NO_3)_2$.

En guise de recommandation, nous suggérons :

- ❖ de procéder à un broyage très fin puisque l'or est très fin (inférieur à $75\ \mu m$) ;
- ❖ d'ajouter à la solution de lixiviation soit du peroxyde d'hydrogène (H_2O_2) de concentration 0,5625 ppm à une quantité de 3 % par rapport au volume d'eau de traitement ;
- ❖ soit ajouter du nitrate de plomb ($Pb(NO_3)_2$) à hauteur de 0,3 kg par tonne de minerai ;
- ❖ faire une étude comparative des coûts de ces deux additifs afin de déterminer le plus rentable ;
- ❖ faire une étude d'impacts environnementaux de l'utilisation de ces additifs.
- ❖ faire une étude comparative avec des méthodes non chimiques (la biolixiviation)

REFERENCE

- Abouchami. W., Boher. M., Michard. A., Albareda. F.,** 1990. *A major 2.1 Ga old event of mafic magmatisme in West Africa: an early stage of crustal accretion. J. Geophys. Res.* 95, p 17605-17629. Boher et al 1992;
- Andrejew, J.J.,** 1913, «Phénomènes de retards dans la dissolution de l'or et de l'argent en solutions dans des solutions de cyanure», *Journal d'électrochimie. Vol. 19*, pp 667.672.
- ANSD** (Agence Nationale de la statistique et de la démographie), Kédougou, 2014
- Archean basement of Sierra Leone. Precambrian Research, 13*, pp 63 -73.
- Bassot J.P** (1963). *Etude géologique du Sénégal oriental et de ses confins Guinéo-Maliens. Thèse Doct. és Sci. T. 1, Univ. Clermont Ferrand, Fr. 115 p.*
- Bassot J.P.,** 1987. *Le complexe volcanoplutonique calco alcalin de la rivière Daléma (Est du Sénégal) : discussion de la signification géodynamique dans le cadre de l'orogénèse éburnéenne (Protérozoïque inférieur). J. Afric. Earth Sci, 6 n°4*, p 25 à 34.
- Bassot, J. P., Caen-Vachette, M.,** (1984) - *Données géochronologiques et géochimiques nouvelles sur les granitoïdes de l'Est du Sénégal : implications sur l'histoire du Birimien de cette région. In : Klerkx, J., Michot, J., (Eds), Géologie Africaine Tervuren, pp. 191 – 209.*
- Bassot, J.P. et Dommanget, A.** (1986). *Mise en évidence d'un accident majeur affectant le Protérozoïque inférieur des confins sénégal-maliens. C. R. Acad. Sci. Paris, 302, 1101-1106*
- Bassot, J.P., Méloux, J. et Traoré, H.** (1981). *Notice explicative de la carte géologique à 1/1500.000 de la République du Mali. Direction Nationale de la géologie et des mines. 137pp.*
- Bassot. J.P.,** 1966. *Etudes géologiques du Sénégal Oriental et de ses confins Guinéo-Maliens. Mem. BRGM, n° 40, 332p.*
- Beckinsale, R.D., Gale, N.H., Pankhurst R.J., Macfarlane, A., Crow, M.J., Arthurs J.W., Wilkinson, A.F.,** (1980) - *Discordant Rb – Sr and Pb – Pb whole rock isochron ages for the*
- Berghe Vanden D., Baritau A.,** 2014, *Mine de Sabadola: Modélisation Hydrogéologique des Infiltrations en Aval des TSF1 et TSF2 (Rapport RDSOXP00514-01), BURGEAP, pp 56. PRDI, 2001 dans Tropica, 2006*
- Bessoles B.** (1977). *Géologie de l'Afrique, Craton Ouest africain. Mém. BRGM, Orléans n°88, 404 pp. Black, 1980.*
- Black R.** (1980). *Precambrian of West Africa. Episodes, 4, 3 - 4 p.*
- Camil J. (1984).** - *Pétrographie, chronologie des ensembles archéens et formations associées de la région de Man (Côte-D'Ivoire). Implications pour l'histoire géologique du craton ouest africain. Thèse univ. Abidjan, 306 p. Tempier et al, 1986;*
- Cissokho S.,** (2010) - *Etude géologique du secteur de Mako (partie méridionale du supergroupe de Mako, boutonnière de Kédougou - Kéniéba, Sénégal oriental) : implications sur la diversité magmatique. Thèse 3eme cycle Univ. de Dakar. 212 p.*
- Clever et al.** 1982
- Debat P., Diallo D.P., Rollet M., Seyler M.** (1982) - *Mise en évidence d'une série magmatique atectonique dans les formations birimiennes du Sénégal Oriental. C.R.Acad.Sci.Fr., 294, sér.II, pp 211-213.*
- Dia A., Schmus, V., Krönen, A.,** (1997) *Isotopics constraints on the age and formation of a paleozoic volcaniocarc complex in the Kédougou inlier, eastern, West Africa.*

Dia I, 2018. *Caractérisations géochimique et géotechnique des résidus miniers de la mine d'or de Sabodala; évaluation économique de leurs réutilisations comme matériaux de construction : école doctorale physique, chimie, sciences de la terre, de l'univers et de l'ingénieur.* 175p.

Dia, A., (1988) - *Caractères et significations des complexes magmatiques et métamorphiques du secteur de Sandikounda - Laminia (Nord de la boutonnière de Kédougou-Kéniéba, Est du Sénégal). Un modèle géodynamique du Birimien de 'Afrique de l'Ouest.* Thèse d'Etat, Univ. Dakar 350 p.

Diallo, D.P., 1994. *Caractérisation d'une portion de la croûte d'âge protérozoïque inférieur du craton ouest africain : cas de l'encaissant des granitoïdes dans le supergroupe de Mako (Boutonnière Kédougou-Kéniéba). Implications géodynamiques.* Thèse d'Etat. Dakar 446 p.

Diène, M., Gueye, M., Diallo, D.P. Dia, A., (2012). *Structural evolution of a Precambrian Segment: example of the Paleoproterozoic Formations of the Mako Belt (Eastern Senegal, West Africa).* International Journal of Geosciences, 3: 153-165 Ndiaye (1994)

Dioh, E. (1995) - *Caractérisation, signification et origine des formations Birimiennes encaissantes du granite de Diombalou (partie septentrionale de la boutonnière de Kédougou-Sénégal oriental)* Thèse d'Etat, Univ. Ch A. Diop, Sénégal. 445p

Dioh, E., Debat, P., Dia, A., Pons, J., Rocci, G., Rollet, M., (1990) - *Caractérisation d'un complexe rubané dans les formations Birimiennes de la partie septentrionale de la boutonnière de Kédougou – Kéniéba.* C.R. Acad. Sc. Paris. 310, Sér II: 935 – 940.

Elodie et al. 2014

Feybesse J.L., Milési J.P., Diallo M., Keïta E, Ledru P., Vichon C., Dommanget A., 1986. *Caractérisation lithostructurale de deux ensembles successifs dans les séries birimiennes de la boutonnière de Kédougou (Mali - Sénégal) et du Niandan (Guinée): Implications géologiques.* CIFEG, Publ. occas. Liégeois, 1991

Golder Associates Inc., 2012, *Hydrogeological conceptual model: Sabodala Open Pit Mine, Senegal*, pp 11.

Griffiths, A., 1988, «*Détoxification du cyanure total avec du peroxyde d'hydrogène*», Randol Gold Forum. Scottsdale AZ.

Griffiths, A., 1988., «*Progrès dans le traitement des effluents des usines d'or à peroxyde d'hydrogène*», "Réunion annuelle SME-AIME, janvier, Phoenix / AZ.

Gueye M., Siegesmund S., Wemmer K., Pawlig S., Drobe M, Nolte N. and Layer P., (2007). *New evidences for an early Birimian evolution in the West African Craton: An example from the Kédougou-Kéniéba inlier, southeast Senegal.* South African journal of geology, 2007, volume 110, pp 511-534.

Husson, Y., Memba, G. et Sy, L. (1987). *Recherche de réserves complémentaires dans la région de Sabodala (Sénégal oriental).* Rapport 87 SEN 146,32. BRGM, Orleans, France.

Jessica Egan, thèse «*Effet de granulométrie sur la cyanuration de l'or*». Université de Laval, (2007).

Knorre, H et Griffiths A, 1984, «*Détoxification du cyanure avec du peroxyde d'hydrogène à l'aide du processus de Degussa* », Actes de la conférence sur le cyanure et l'environnement, Tucson, AZ pp. L-t 1

Kudryk V et Kellogg, H.H 1954, *Mécanisme et facteurs de contrôle de débit dans la dissolution de l'or dans des solutions de cyanure*, "Journal des métaux, Vol. 6, pp 5t -58,

- Ledru. P., Pons. J., Milési. J.P., Dommanget. A., Johan. V., Diallo. M. et Vinchon. C.,** 1989. *Tectonique transcurrente et évolution polycyclique dans le birimien, protérozoïque inférieur, du Sénégal-Mali (Afrique de l'ouest).* C.R. Acad. Sci. Paris, t.308, série II, p 117-122.
- Lemoine S., Tempier P., Bassot J.P., Caen-Vachette M., Vialette Y., Wenmenga U., Toure S.,** 1985. - *The Burkinian, an orogenic cycle, precursor of the Eburnean of West Africa.* 13th coll. Afr. Geol., St. Andrews, Scotland. CIFEG, 3, 27 p.
- Leube, A., Hirdes, W., Mauer, R., Kess, G.O.,** (1990) - *The early Proterozoic Birimian supergroupe of Ghana and some aspects of its associated gold mineralization.* Precambrian
- Liégeois, J.P., Claessens, W., Camara, D., Klerx, J.,** (1991) - *Short - lived Eburnean orogeny in southern Mali. Geology, tectonics, U-Pb and Rb-Sr geochronology.* Prec. Res. 50, pp.111 - 136.
- Milési. J.P., Feybesse. J.L., Ledru. P., Dommanget. A., Ouedraogo. M.F., Marcoux. E., Prost. A., Vinchon. C., Sylvain. J.P., Johan. V., Tegye. M., Calvez. J.Y. et Lagny. P.,** 1989. *Les minéralisations aurifères de l'Afrique de l'ouest : leurs relations avec l'évolution lithostructurale au protérozoïque inférieur.* Chrono Rech. Min., nO 987, p 3-98.
- Ngom P.M.,** (1989) - *Caractères géochimiques des formations birimiennes du Supergroupe de Mako (Sabodala et ses environs).* J. Afric. Earth Sei. 8; pp 91-97.
- Ngom. P.M.,** 1985. *Contribution à l'étude de la série birimienne de Mako dans le secteur aurifère de Sabodala (Sénégal oriental).* Thèse de 3eme Cycle Univ. Nancy I France. 134 p.
- Ngom. P.M.,** 1995. *Caractérisation de la croûte birimienne dans les parties centrales et méridionales du Super-groupe de Mako : implications géochimiques et pétrogénétiques.* Thèse d'Etat UCAD, 243 pages.
- Painter, Matt** (2005) - *Report Sabodala gold project MDL.* 27p.
- Pierre Blazi, EL-AID JDID,** *Techniques de l'ingénieur,* (2006). Research 46, pp 139 -165
- Robertson M., Peters L.,** 2016. *West African Goldfields. Episodes, Vol.39, no2, 22p.*
- Sabodala Project,** Project #2570. *Technical Report NI 43-101,* 2016
- Tempier P.,** (1986) - *La Burkinien, cycle orogénique majeur du Protérozoïque Inférieur en Afrique de l'Ouest.* Publ. CIEG., 10, p 17-23.
- Teranga Gold Corporation,** 2016
- Tropica Environmental Consultant,** 2006, *Etude d'impact environnemental et social du projet d'exploitation d'or, d'argent et de substance connexes à Sabodala,* pp 186.
- Warstell, J** 1987, *"Améliorer les taux de lixiviation en tas avec l'injection d'air dans le tas"*

ANNEXES

Annexe 1 : Mesures de foliation (fo)

Hoe ID	From	To	Structure type	dip	dip direction
SAB-08-394	47	48	fo	82	268
SAB-08-394	59	60	fo	64	242
SAB-08-394	79	80	fo	84	266
SAB-08-394	85	86	fo	78	314
SAB-08-394	113	114	fo	80	346
SAB-08-394	117	118	fo	75	308
SAB-08-394	127	128	fo	80	310
SAB-08-394	124	125	fo	78	318
SAB-08-394	173	174	fo	80	58
SAB-08-395	81	82	fo	65	265
SAB-08-395	49	50	fo	10	140
SAB-08-395	58	59	fo	80	285
SAB-08-395	88	89	fo	25	285
SAB-08-395	109	110	fo	80	265
SAB-08-395	180	181	fo	80	114
SAB-08-395	186	187	fo	75	350
SAB-08-400	47	48	fo	5	139
SAB-08-400	48	49	fo	72	290
SAB-08-400	57	58	fo	62	330
SAB-08-400	59	60	fo	55	262
SAB-08-400	103	104	fo	75	288
SAB-08-400	105	106	fo	85	314
SAB-08-400	112	113	fo	85	243
SAB-08-400	122	123	fo	50	130
SAB-08-400	135	136	fo	75	294
SAB-08-400	152	153	fo	84	110
SAB-08-400	161	162	fo	85	305
SAB-08-400	126	127	fo	80	310
SAB-08-401	63	64	fo	79	344
SAB-08-401	64	65	fo	76	313
SAB-08-401	76	77	fo	60	260
SAB-08-401	80	81	fo	82	270
SAB-08-401	118	119	fo	85	255
SAB-08-401	72	73	fo	87	300
SAB-08-401	82	83	fo	88	223
SAB-08-401	103	104	fo	78	10
SAB-08-401	112	113	fo	80	90
SAB-08-401	212	213	fo	88	290
SAB-08-401	215	216	fo	86	298
SAB-10-626	65	66	fo	85	310
SAB-10-626	67	68	fo	80	305
SAB-10-626	76	77	fo	80	340

SAB-10-626	79	80	fo	75	300
SAB-10-626	85	86	fo	80	315
SAB-10-626	88	89	fo	85	5
SAB-10-626	96	97	fo	80	295
SAB-10-626	98	99	fo	80	290
SAB-10-626	108	109	fo	80	300
SAB-10-626	120	121	fo	80	290
SAB-10-626	125	126	fo	78	315
SAB-10-626	131	132	fo	75	300
SAB-10-626	133	134	fo	75	305
SAB-10-626	140	141	fo	80	330
SAB-10-626	169	170	fo	75	290
SAB-10-626	174	175	fo	80	300
SAB-10-631	83	84	fo	70	270
SAB-10-631	91	92	fo	80	290
SAB-10-631	99	100	fo	85	325
SAB-10-631	103	104	fo	65	350
SAB-10-631	118	119	fo	75	295
SAB-10-631	141	142	fo	70	310
SAB-10-631	189	190	fo	80	290

Annexe 2 : Mesures de cisaillement ou shear (SH)

Hole ID	To	Structure type	dip	dip direction
MMMDD0001	57,25	SH	70	320
MMMDD0003	67,45	SH	78	275
MMMDD0003	70,8	SH	80	290
MMMDD0003	72,25	SH	70	275
MMMDD0005	61,6	SH	60	280
MMMDD0005	70,85	SH	75	302
MMMDD0005	73,45	SH	70	280
MMMDD0005	80,7	SH	55	288
MMMDD0006	38,07	SH	85	335
MMMDD0006	39,53	SH	80	320
MMMDD0006	42	SH	80	340
MMMDD0006	58,63	SH	55	290
MMMDD0006	60,62	SH	60	300
MMMDD0007	41	SH	60	280
MMMDD0007	44,5	SH	45	270
MMMDD0007	47,51	SH	80	265
MMMDD0007	55,6	SH	80	265
MMMDD0007	57,48	SH	75	290
MMMDD0008	45,05	SH	75	275
MMMDD0008	46,55	SH	80	280

MMMDD0018	61,02	SH	70	312
MMMDD0018	69,14	SH	75	272
MMMDD0018	74,84	SH	80	284
MMMDD0022	40,9	SH	80	270
MMMDD0022	43,3	SH	70	280
MMMDD0022	49,2	SH	85	305
MMMDD0022	52,7	SH	85	285
MMMDD0022	52,9	SH	80	285
MMMDD0023	73,26	SH	70	274

Annexe 3 : Mesures de veines et veinules (vn)

Hole ID	From	To	Structure type	dip	dip direction
SAB-08-394	35	36	vn	45	175
SAB-08-394	108	109	vn	82	310
SAB-08-394	60	61	vn	70	288
SAB-08-394	70	71	vn	80	262
SAB-08-394	92	93	vn	84	302
SAB-08-394	116	117	vn	80	330
SAB-08-394	126	127	vn	86	234
SAB-08-394	177	178	vn	60	254
SAB-08-395	53	54	vn	60	235
SAB-08-395	66	67	vn	75	270
SAB-08-395	79	80	vn	75	270
SAB-08-395	101	102	vn	80	135
SAB-08-395	152	153	vn	55	98
SAB-08-395	164	165	vn	80	128
SAB-08-395	167	168	vn	75	130
SAB-08-395	197	198	vn	80	230
SAB-08-400	165	166	vn	87	305
SAB-08-400	148	149	vn	85	130
SAB-08-400	157	158	vn	85	140
SAB-08-400	171	172	vn	85	103
SAB-08-400	176	177	vn	25	60
SAB-08-401	180	181	vn	80	335
SAB-08-401	187	188	vn	47	285
SAB-08-401	188	189	vn	55	150
SAB-08-401	195	196	vn	70	300
SAB-08-401	201	202	vn	87	312
SAB-08-402	71	72	vn	60	100
SAB-08-402	112	113	vn	55	100
SAB-08-402	98	99	vn	85	280
SAB-08-402	108	109	vn	80	285
SAB-08-402	149	150	vn	55	290
SAB-08-403	66	67	vn	75	132

SAB-08-403	68	69	vn	53	343
SAB-08-405	63	64	vn	50	320
SAB-08-406	67	68	vn	50	144
SAB-08-406	134	135	vn	78	146
SAB-08-406	80	81	vn	70	132
SAB-08-406	89	90	vn	75	220
SAB-08-406	109	110	vn	82	94
SAB-08-406	147	148	vn	80	330
SAB-08-406	167	168	vn	75	184
SAB-10-626	90	91	vn	50	160
SAB-10-626	156	157	vn	50	200
SAB-10-631	187	188	vn	85	300
SAB-10-634	51	52	vn	80	285
SAB-10-650	67	68	vn	85	279
SAB-10-650	86	87	vn	85	280
SAB-10-650	90	91	vn	80	277
SAB-10-650	99	100	vn	75	275
SAB-10-650	104	105	vn	80	290
SAB-10-650	113	114	vn	80	240
SAB-10-652	61	62	vn	72	290
SAB-10-652	118	119	vn	84	308
SAB-10-652	121	122	vn	80	264
SAB-10-652	134	135	vn	75	300
SAB-10-655	70	71	vn	70	270
SAB-10-655	107	108	vn	72	260
SAB-10-655	111	112	vn	78	284
SAB-10-655	116	117	vn	70	150
SAB-10-655	142	143	vn	84	290
SAB-10-656	60	61	vn	70	332
SAB-10-656	67	68	vn	40	285
SAB-10-656	78	79	vn	82	278
SAB-10-656	83	84	vn	80	272
SAB-10-656	90	91	vn	75	285
SAB-10-656	108	109	vn	80	100
SAB-10-657	82	83	vn	70	290
SAB-10-657	99	100	vn	85	310
SAB-10-657	120	121	vn	80	310

Annexe 4 : Mesures de fractures et microfailles

Hole ID	From	To	Structure type	dip	dip direction
MMMDD0006		45,75	JT	80	330
MMMDD0023		63,28	FR	80	230
MMMDD0023		64,15	FA	70	278
SAB-08-403	71	72	fa	75	250

SAB-08-403	80	81	fh	53	187
SAB-08-403	138	139	jo	65	285
SAB-08-405	55	56	fa	50	290
SAB-10-676	111	112	fa	73	270

Annexe 5 : Mine à ciel ouvert de Maki Madina



Annexe 6 : Usine de traitement de Sabodala

