



TOGETHER
for a sustainable future

OCCASION

This publication has been made available to the public on the occasion of the 50th anniversary of the United Nations Industrial Development Organisation.



TOGETHER
for a sustainable future

DISCLAIMER

This document has been produced without formal United Nations editing. The designations employed and the presentation of the material in this document do not imply the expression of any opinion whatsoever on the part of the Secretariat of the United Nations Industrial Development Organization (UNIDO) concerning the legal status of any country, territory, city or area or of its authorities, or concerning the delimitation of its frontiers or boundaries, or its economic system or degree of development. Designations such as “developed”, “industrialized” and “developing” are intended for statistical convenience and do not necessarily express a judgment about the stage reached by a particular country or area in the development process. Mention of firm names or commercial products does not constitute an endorsement by UNIDO.

FAIR USE POLICY

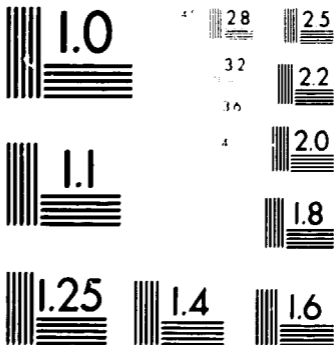
Any part of this publication may be quoted and referenced for educational and research purposes without additional permission from UNIDO. However, those who make use of quoting and referencing this publication are requested to follow the Fair Use Policy of giving due credit to UNIDO.

CONTACT

Please contact publications@unido.org for further information concerning UNIDO publications.

For more information about UNIDO, please visit us at www.unido.org

2



MICROCOPY RESOLUTION TEST CHART
 NATIONAL BUREAU OF STANDARDS-
 STANDARD REFERENCE MATERIAL 1010A
 (ANSI and ISO TEST CHART No. 2)

14510-F

Niger.

Addendum

au

Rapport Final

~~de l'~~

de l'Etude préliminaire des gisements

de minerai de fer à Say |

République du Niger

Viktor Sasic

Date janvier 1985

KHD Humboldt Wedag AG

Postf. 91 04 57, D-5000 Köln 91, Tel. (02 21) 8 23-0, Telex 8 812 262
Postf. 10 27 29, D-4630 Bochum 1, Tel. (02 34) 5 39-1, Telex 8 812 275
Republique fédérale d'Allemagne



August 1988

English

EVALUATION
OF THE PRELIMINARY STUDY
OF THE IRON ORE DEPOSITS
AT SAY REPUBLIC OF NIGER

prepared by

KHD HUMBOLDT WEDAG AG

UNIDO PROJECT DP/RAF/79/067

Elaborated by Viktor Sosic
Technical Adviser for Processing of Iron Ore

U N I D O

VIENNA

IRON ORE DEPOSITS DOGUEL KAINA AND KOLO.

1. Ore reserves.

The iron ore deposits Doguel Kaina and Kolo, close to SAY, are located 30 to 40 km south-east of NIAMEY, Niger.

Oolothic ore occurs in three horizons:

- Upper horizon with iron oolites "indurées",

Fe-content average	46...51 %
Thickness average	2,20...2,55 m

- Intercalation with oolothibearing sands and clays

Fe-content average	24...33 %
Thickness average	1,1 m

- Bottom horizon with iron oolites "tendres"

Fe-content average	43...46 %
Thickness average	2,0...2,9 m

The average overall thickness of the ore horizons amounts to 6,56 m.

1.1 Doguel Kaina.

The total ore reserves in the Doguel Kaina area amounts to	1.009 Mt
Average Fe-content	43,73 %

Assuming a cut-off of 35%Fe for Intercalation horizon, the total ore reserves amount to	937 Mt
with an average Fe-content	47,44 %

1.2 Kolo iron ore deposit.

The total ore reserves amount to	207 Mt
with an average Fe-content	40,81 %

Assuming a cut-off of 35% Fe, the total ore reserves	
amount to	173 Mt
with an average Fe-content	44.67 %

1.3 Advantages of the iron ore deposits Doguel Kaina and Kolo.

- Large ore reserves.
- Iron mineral is goethite which is easy reducible.
- Open pit mining.

1.4 Disadvantages of Doguel Kaina and Kolo ore deposits.

- Relative high ratio overburden/ore.
- High silicious ore, practically without CaO and MgO.
- Due to impurities in the colithes, this type of ore is possible to concentrate only up to 54 ± 1 %Fe.
- Low concentration of iron ore per m², i.e. only about 17 t/m² and therefore it is always necessary a long internal transport from open pit to beneficiation plant which requires high transport cost.

Remote location, i.e. about 900 km from the sea port which excludes any export possibilities.

1.5 By means of an appropriate, simple and cheap beneficiation method concentrated oolothic ore, could be a very cheap raw material for a domestic steel industry.

2. Project Work Plan - PWP.

The detailed PWP has included all necessary works and tests:

- To identify the quality and quantity of the iron ore reserves.
- To assess techno-economically the beneficiation characteristics of the ore, including iron recovery and quality of concentrates.
- To assess techno-economically the pelletization characteri-

stics of the concentrates and direct reduction characteristics of the pellets.

I have to emphasise that the Contractor - HUMBOLDT WEDAG - has carried out this PWP very carefully and exemplary. All above mentioned problems have been successfully solved and optimal possible results have been obtained.

2.1 Beneficiation tests.

Crushing, grinding and beneficiation tests have surely proved the following:

- Recoverable Fe is concentrated only in oolithes.
- The emphasis has been put on maximum possible concentration of the iron mineral and 50 pure oolithes from each sample have been manually separated after attrition.
The chemical analyses of the individual oolithes of

- sample 1 yielded an Fe-content of	54,21 % and
- sample 2 yielded an Fe-content of	53,40 %
- Quartz grains are mainly smaller than 0,63mm - see B.4.1 !
- Due to very fine impurity inclusions in the structure of oolithes, the fine grinding of oolithes and HIWMS is not giving a higher concentrate quality in comparison with quality of concentrate /-3 + 0,5/mm, i.e. optimal beneficiation results could be obtained only by liberation of oolithes.
- Screen analyses of the crushed oolithic ore are no doubt an approval for the above mentioned statements.

The most characteristic are screen analyses for sample 2, i.e. oolithes tendre - see Annex C-4 and C-6:

Fraction	%W	%Fe	%R	%SiO ₂	%R
+ 5 mm	23,4	41,9	22,9	18,6	24,6
-5 + 3 mm	3,6	42,6	3,3	18,0	3,7
-3 + 2 mm	10,1	<u>50,1</u>	11,8	8,7	5,0
-2 + 1 mm	31,2	<u>50,1</u>	36,6	7,9	14,2
-1 + 0,5 mm	17,5	43,6	17,9	17,2	17,4
-0,5 mm	14,2	21,6	7,2	<u>45,1</u> !!	36,1
Feed	100	42,7	100	17,4	100

Grinding results of sample 2 are a proof that beneficiation of oolitic ore - regardless of feed Fe-content - could be successful only by liberation of oolithes, i.e. by grinding on 100% -3mm, resp. according to screen analyses on -2,5mm, including the attrition/abrading of the matrix on the surface of each oolithe.

The above mentioned statement is valid also for oolitic intercalation horizon, with an Fe-content below cut-off limit of 35 %Fe.

Phosphorus problem.

All attempts to separate or to decrease P-content have failed and therefore in the steel plant a dephosphorization of the pig iron should be provided.

2.2 Crushing-grinding-attrition.

For desintegration of the oolitic ore contractor has used

- hammer crusher,
- hammer mill and
- attrition.

Regardless on the type of ore - indurée or tendre - by this equipment is possible to beneficiate the oolitic ore /-3+0,5/mm practically to the limit, i.e. 53...54%Fe, what is a good result taking into account that a pure goethite - without impurities in the oolithes - has theoretically a content of 62,8 %Fe.

These results have been obtained only by separation of the matrix between oolitic grains by crushing/grinding and by abrading of the matrix residue from the oolitic surface during attrition process and by washing the adhering clay particles.

I have no comments concerning above mentioned equipment during beneficiation tests.

Meanwhile taking into account that hammer mill crushing gives considerable quantity of crushed oolites and that attrition of oolites is a very important process phase, I recommend for fine grinding - instead of a hammer mill - an autogenous mill with peripheral discharge, as it is KRUPP PERIMILL.

An autogenous PERIMILL closed circuit grinding has many advantages:

- Extremely sharp control of size grinding which should be according to screen analyses decreased on 2,5mm.
- During grinding, the attrition of liberated oolites is continuously present.
- Dry attrition of oolitic grains is optimal.
- Attrition time is prolonged by recycling of the oversize fraction $\pm 2,5\text{mm}$ to the mill, i.e. closed circuit grinding.
- Wet attrition by a special attrition cell could be shortened to minimum.
- In the material $-2,5\text{mm}$ there will be practically no broken oolites.
- A PERIMILL will ensure the same liberation conditions for oolites indurées, oolites tendres and intercalation, regardless of Fe-content, i.e. cut-off 35 %Fe, taking into account that intercalation consists of iron oolites bigger than 0,50mm in clayey-sandy matrix.
- No selective mining will be necessary!!

2.3 Desliming.

Contractor has deslimed fraction -0,50mm for HIWMS purposes on $\pm 0,020$ mm.

Meanwhile screen analyses of the fraction -0,50mm have showed that desliming on $\pm 0,10$ mm will give practically the same or even better technological results: See Annex C-15!

Fraction	%W	%Fe	%R	%SiO ₂	%R
-0,50 \pm 0,30 mm	11,2	34,1	9,2	27,9	17,1
-0,30 \pm 0,10 mm	11,0	22,2	5,9	41,1	25,1
-0,10 \pm 0,063 mm	2,4	<u>16,5</u>	1,0	<u>45,7</u> !!	6,1
-0,063 mm	2,3	<u>18,1</u>	1,0	<u>54,9</u> !!	4,5

These results are based on a material which was crushed by force by a hammer mill, i.e. the crushing which gives a considerable quantity of crushed oolites in the fraction -0,50mm.

Meanwhile FERIMILL will give practically no broken oolites!!
 \times or even 0,150 mm!!

2.4 Attrition.

Attrition is a very important process phase. By attrition

- clay matrix between oolites should be separated and
- clay oolite-surface shells should be abraded, taking into account that each oolite has a barren shell of some tenth microns thickness which seems to be of the same hardness as oolites themselves.
- Attrition of the soft clay matrix represents no problem, meanwhile attrition of the oolite shells demands more time and optimal attrition conditions, the conditions which occur only during autogenous grinding.

Conditions of attrition of the fraction -3mm were probably not optimal, concerning the pulp density:

	$\frac{g}{dm^3}$	dm^3 solid	dm^3 water	Ratio s/w
Sample 1	1100	0,415	0,585	63,55
Sample 2	1300	0,430	0,510	72,28

Taking into account relatively low spec. density of the oolites - with a bulk density of 1,92 - attrition conditions were acceptable for sample 2, but not for sample 1.

Attrition is namely successful when ratio s/w is about 70/30 to 75/25, depending upon the volume concentration.

2.5 HIWMS.

The only successful process for the beneficiation of deslimed fraction -0,50mm is HI Wet Magnetic Separation.

Colithic ore crushed by a hammer mill has always a higher percentage of broken oolites in the fraction -0,5mm. But colithic ore milled by a PERIMILL contains practically no broken colithes.

The fraction -0,10mm is practically pure matrix material, i.e. clayey material which should be deslimed without any deterioration of Fe recovery.

In this case HIWMS will operate under much better conditions!

Dewatering of of any concentrate +0,10mm represents no problem.

Fraction for HIWMS.

All beneficiation tests have been elaborated on the basis of two main fractions:

/-3 + 0,5/mm and fraction -0,50mm.

Taking into account data - se page B 16 ! - that quartz grains are mainly in the fraction -0,65mm, I recommend the following fractions:

- fraction $-2,5 \pm 0,6$ /mm and
- fraction $-0,60$ mm, the fraction which should be deslimed on $\pm 0,10$ mm.

Material $-0,6 \pm 0,1$ /mm is still a very convenient one for HUMBLDT JONES HIWMS process.

3. Conception for the exploitation of the iron ore deposits.

All critical remarks about C.6.1 - Treatability of the different ore horizons - are correct taking into account the proposed beneficiation scheme, i.e. crushing by a hammer mill.

By an autogenous mill with peripheral discharge, desintegration of oolites will be optimal,

- practically without broken oolites in the fraction $+0,6$ mm,
- without broken oolite particles in the fraction $-0,60$ mm
- and with an attrition under optimal conditions.

Evenmore, by introducing a PERIMILL close circuit grinding, the beneficiation conditions of all iron ore horizons, including intercalation, will be equaled, regardless of the Fe-content.

No selective exploitation will be necessary and all three iron ore horizons could be exploited at once.

The quantity of the fraction $-0,60$ mm will be strongly increased:

- partly due to the decreasing of upper size from 3 to 2,5mm,
- partly due to the screen size increasing from 0,5 to 0,6mm and
- mainly due to a strong attrition action during the autogenous milling in closed circuit by a PERIMILL.

By first desliming on $\pm 0,10$ mm, attrition conditions will be strongly improved.

According to these scheme improvements the following concentrate could be produced:

Fe concentrate with 55...55 %Fe, in ignited state	62±1 %Fe
with approx. 2 %P ₂ O ₅	" 2,3 % P ₂ O ₅
with approx. less than 4 % SiO ₂	" 4,5 % SiO ₂

Such a concentrate could be a very good raw material for local consumption - Niger and north Nigeria -but due to low basicity and mine remote location, any export possibilities are excluded, taking into account that river Niger is not navigable between Niamey and the river mouth.

4. Pelletizing and Direct Reduction process.

I have no remarks on the pelletizing tests.

Contractor has proved that high quality acid pellets could be produced.

Pellets with a basicity 0,8 could not be produced.

Meanwhile the problem of pelletizing should be treated in connection with the chosen reduction process.

Among the many DR processes, contractor has chosen and recommended KR process, the process which has many advantages, although until now - August 1984 - no industrial KR plant has been put in operation.

But for the chosen KR process pelletizing is not at all necessary. KORF Engineering claimed that by KR process the following iron ores could be used:

- pellets,
- ✓ - natural pellets -25mm and
- sinter !!

In our case the concentrate /-2,5 ±0,1,mm represents an excellent sinter material and even self-fluxing sinter is not excluded.

Therefore there is no need for the following proposed expensive phases:

- fine grinding of Fe concentrate and
- pelletizing of such a ground Fe concentrate.

The proposed metallurgical HR process - which produces pig iron - enables use of Fe concentrates with over 0,2% P, taking into account that a dephosphorization process should be provided at the steel plant.

5. Conclusions and proposed scheme.

5.1 Exploitation of iron ore deposits.

Oolitic iron ore will be exploited by ripping. A CAT DSH with one-teeth hydraulic ripper will be probably sufficient strength, since oolitic ore is strongly bedded.

Ore produced by ripping has practically no boulders!

5.2 Crushing.

Ore should be crushed by a primary single-toggle crusher 1000 x 300mm.

Recommended discharge setting 250mm.

Crushed ore will be stocked on a small open pile.

5.3 Grinding.

Crushed ore -250mm is a feed for an autogenous KRUPP PERIMILL, with peripheral openings 5mm, probably without grinding balls.

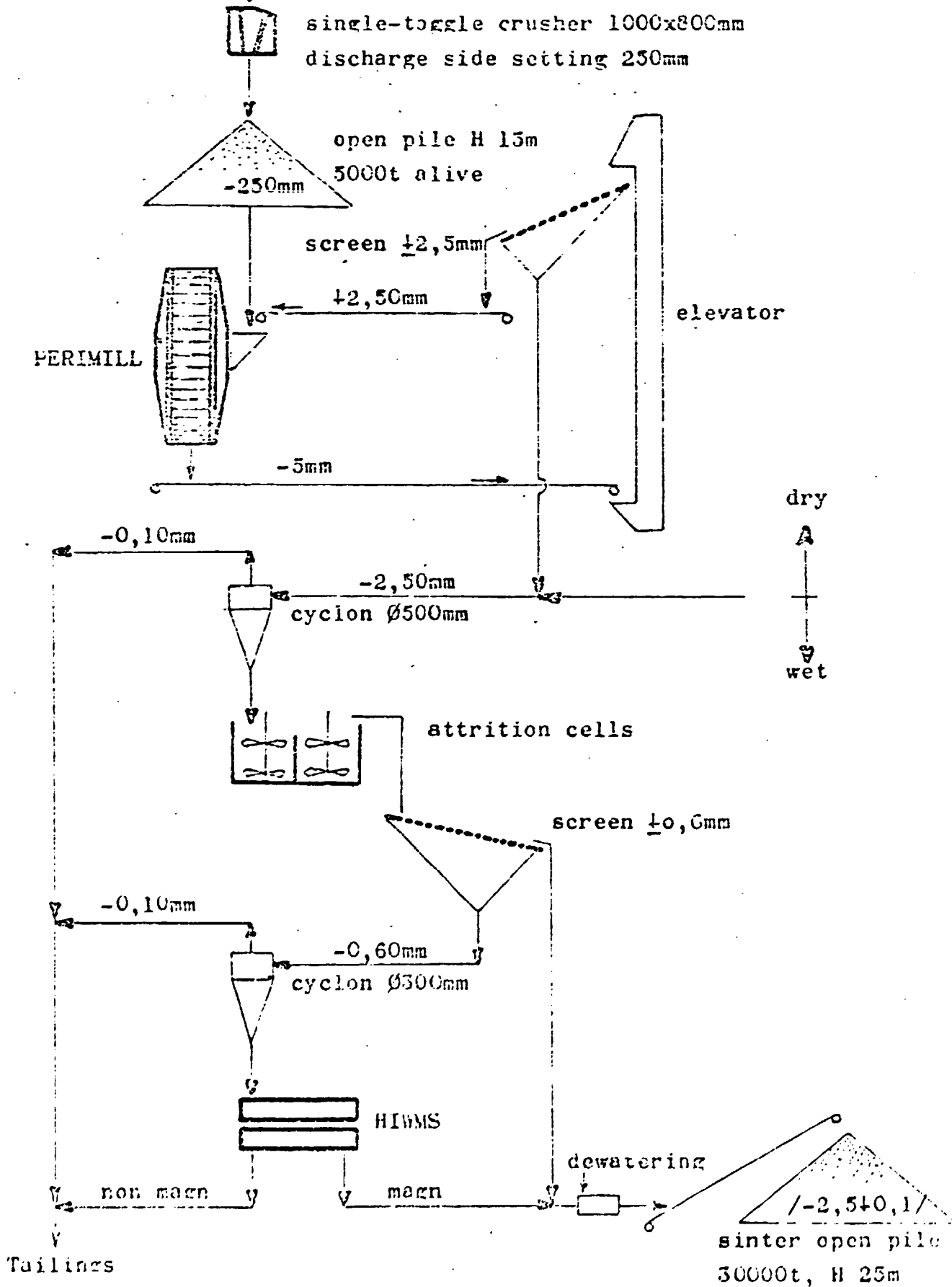
The mill will work in closed circuit with a screen $\pm 2,50$ mm. Oversize $\pm 2,5$ mm will return to the mill.

5.4 Desliming.

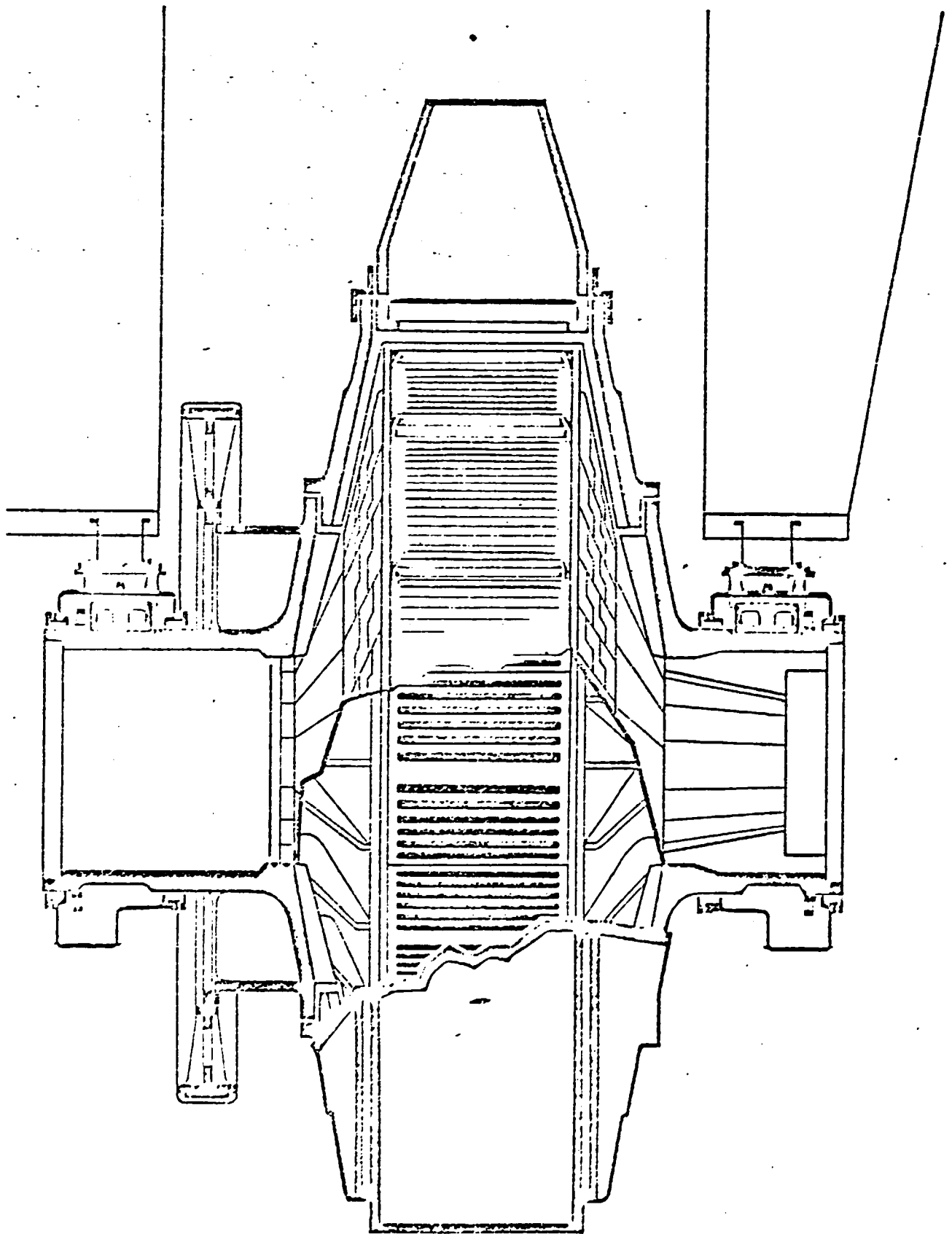
Undersize material -2,50mm should be deslimed in front of at filtration by cyclones ϕ about 500mm, pressure about 0,5 bar.

IRON ORE DEPOSITS S A Y - N I G E R

BENEFICIATION SCHEME



11a



0152

5.5 Attrition of material $-2,5 \pm 0,1$ /mm.

Attrition time by an attrition double blade cell will be maximum about 5 min.

5.6 Screening on $\pm 0,6$ mm.

Oversize $\pm 0,6$ mm will be dewatered.

Undersize $-0,6 \pm 0,1$ /mm is feed for HIWMS.

5.7 Desliming of fraction $-0,60$ mm.

Fraction $-0,60$ mm should be deslimed in front of HIWMS.

5.8 HIWMS.

Fraction $-0,60$ mm will be separated by HIWMS and concentrate will be dewatered together with the concentrate $\pm 0,60$ mm.

5.9 Sintering.

Limestone or dolomitised limestone will be added to the Fe concentrate and a self-fluxing sinter will be obtained.

5.10 KR process.

KR process produces a pig iron with phosphorus.

A dephosphorization process - LDAC - in the steel plant will produce Thomas slag - a fertilizer - for local consumption.

5.11 Slag.

Due to high Al_2O_3 content in Fe concentrate, a specific slag with high alumina will be produced with the following analyses:

SiO_2	about	34 ± 4 %	Al_2O_3	about	18 ± 2 % !!
CaO	about	38 ± 3 %	MgO	about	6 ± 1 %

Such a slag - with high alumina content - is today produced

only by some iron work plants like:

- Appleby Frodingham, Great Britain,
- Iron Works Skopje, Yugoslavia and
- some Australian iron works.

Appleby Frodingham is selling this slag

- partly as CALUMITE for glass industry and
- partly is grinding this slag and the product is a valuable cement, marketed as CEMSAVE.

By adding 20...30% hydrated lime, this cement is used for the construction of water dams.

6. Remark.

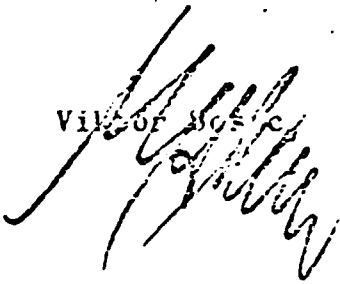
Krupp Industrie and Stahlbau, Rheinhausen, FRG, dispose of a pilot plant with a PERIMILL $\phi 1,9\text{m} \times 0,9\text{m}$, which is working in closed circuit with a screen $\frac{1}{2}$ mm.

Designing of the mill demands in any case a pilot plant grinding test, the test which will prove that a PERIMILL is an ideal device for desintegration of soft oolitic ore,

- without crushing the oolithes and
- that optimal results concerning quality and Fe recovery could be obtained by an autogenous grinding.

Ljubljana, 18th August 1984

Vilko J. S. J.





Commentaires et réponses aux questions des participants de
la Réunion Finale à Niamey du 06. au 09.11.1984

Question 1: de l'ONUUDI, Vienne

Votre opinion au point de vue technologique et économique, concernant l'utilisation d'un broyeur autogène KRUPP PERIMILL dans le circuit de traitement de minerai, tel que proposé par l'expert ONUUDI.

Réponse:

Nous sommes d'avis que les broyeurs autogènes ne conviennent pas pour le minerai de Say, car la matière oolithique est très cassante et ne peut servir de corps de broyage.

Pour éviter d'obtenir un taux élevé d'extra-fines, autrement dit pour détruire le moins possible d'oolithes, le broyeur à percussion à déchargement forcé convient aussi. L'expérience acquise en la matière dans les mines de minerai d'Allemagne du Sud est bonne.

Le taux d'extra-fines peut être réglé sur le broyeur à percussion par l'intermédiaire de la vitesse périphérique de rotor. Un autre moyen en broyage menagé est offert par le broyeur à barres ou dans une mesure limitée par le broyeur à cylindres.

Le broyeur Krupp "Perimill" n'est plus fabriqué depuis un certain temps.

Dans une installation à échelle industrielle, on utilisera vraisemblablement un broyeur à barres.

Question 2: de l'ONUDI, Vienne

Avantage et inconvénient de l'adoption d'un procédé d'agglomération à la place du procédé de bouletage en liaison avec le minerai du Niger, en admettant que le procédé de fusion KR puisse être appliqué et que les agglomérés puissent être utilisés pour ce procédé.

Reponse:

Inconvénients de l'application du procédé d'agglomération

- D'une manière générale, il est possible de fabriquer un aggloméré constitué d'un seul minerai à partir du concentré de minerai du Niger avec environ 50 % Fe, 7 % SiO_2 , 4 % Al_2O_3 et 0,2 % $\text{CaO} + \text{MgO}$. En raison de l'importance des constituants acides $\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3$ et du manque de constituants basiques $\text{CaO} + \text{MgO}$, l'aggloméré ne peut avoir qu'un caractère acide, à moins que l'on n'ajoute des quantités non rentables de calcaire ou de dolomie au mélange d'agglomérés pour obtenir des agglomérés autofondants ou basiques. L'aggloméré acide est connu pour être difficilement réductible - en raison de la formation de silicates de fer indésirés. Le fer est lié à l'état bivalent à l'acide silicique (formation de fayalite); de ce fait on n'obtient pas de taux d'oxydation élevés dans l'aggloméré.



- Pour produire un aggloméré bien réductible à partir du concentré de minerai de fer de la République du Niger, il est indispensable d'ajouter du calcaire et/ou de la dolomie. Ces produits doivent présenter une qualité d'aciérie et renfermer le moins possible de gangue. Or, de tels gisements ne sont pas disponibles à proximité du gisement de minerai de fer; autrement dit, le calcaire ou la dolomie doit être amené de loin, ce qui augmente le coût de production de l'aggloméré.

- Toute addition de fondants abaisse de nouveau la teneur en fer de l'aggloméré et augmente le taux de gangue. Lors de l'opération de fusion consécutive pour la production de fonte, il faut s'attendre à des quantités importantes de laitier et de ce fait à une consommation élevée d'énergie lors de la fusion de la gangue.

- Le procédé d'agglomération proprement dit nécessite un apport d'énergie sous forme de poussier de coke (granulométrie 0 à 6 mm). Le poussier de coke se présente normalement dans les usines sidérurgiques comme produit de déchet de la cokéfaction du charbon pour la production de coke de haut fourneau. Etant donné que pour diverses autres raisons les installations d'agglomération sont intégrées aux usines sidérurgiques, le porteur d'énergie, poussier de coke, est disponible gratuitement. Pour la production d'agglomérés en dehors d'une usine sidérurgique intégrée, par exemple dans le cadre de mini-usines, le poussier de coke doit être produit séparément dans la mini-usine ou acheté à l'extérieur (par exemple auprès de cokeries réunies). Le poussier de coke est cher (prix approx. 100 \$/t y compris prélèvements). Nous possédons trop peu d'informations sur les gisements de charbon du Niger et sur les propriétés de cokéfaction de ceux-ci en vue de la production de poussier de coke.



- Du point de vue protection de l'environnement, les installations d'agglomération sont très nettement moins avantageuses que les installations de bouletage. Le rejet de poussières et de soufre des installations d'agglomération atteint le double de celui des installations de bouletage. D'autre part, lors de l'agglomération, il y a production d'émissions NO_x toxiques par suite de l'aspiration d'air à travers la couche de d'agglomération. L'élimination de SO_2 et de NO_x du gaz d'agglomération à dénitruration est très coûteuse et rend le procédé non rentable.

A notre avis, les seuls avantages du procédé d'agglomération résident dans l'économie d'énergie lors du broyage du concentré de minerai de fer. Pour le bouletage, il faut naturellement procéder à un broyage très fin jusqu'à un indice de Blaine d'env. $1,800 \text{ cm}^2/\text{g}$, ce qui coûte de l'énergie.

Question 3: de l'ONU, Vienne

Explication métallurgique ou autre explication détaillée pour le fait que les essais de réduction par agent solide ont donné des résultats obsolètes en ce qui concerne le degré de métallisation, alors que les test REAS simulant le procédé de fusion KR a donné de bon résultats.

Réponse

Pour obtenir des degrés de métallisation élevés lors de la réduction par carbone solide sous forme de charbon ou de poussier de coke, la condition préalable suivante doit être satisfaite:

Le charbon ou le coke de réduction doit être d'une qualité élevée, c'est-à-dire ne renfermer que peu de cendres et de soufre. Or, la teneur élevée en cendre du charbon - tel qu'on le rencontre au Niger - entrave la réduction de l'oxyde de fer, car les cendres, notamment SiO_2 , entrent en réaction avec l'oxyde de fer et forment des silicates de fer difficilement réductibles. C'est la raison pour laquelle nous avons obtenu, lors de nos essais de laboratoire, d'aussi faibles degrés de métallisation avec le charbon.

Le charbon des Philippines (SEMIRARA), utilisé pour nos essais, présente une composition analogue à celle du charbon du Niger.

Si l'on dispose de charbons d'une qualité plus élevée pour le procédé de réduction, on peut aussi obtenir des degrés de métallisation plus élevés.

Les inconvénients mentionnés ci-dessus sont inexistantes lors du test REAS. Ici, les boulettes ont d'abord été soumises à l'action d'un gaz réducteur (70 % CO , 25 % H_2 et 5 % N_2) - engendré dans le procédé KR industriel par la gazéification de charbon dans la cuve de fusion - et préréduites à 900 °C jusqu'à un degré de réduction de 90 %. La cendre de charbon, extraite pas en contact avec l'oxyde de fer durant le processus de réduction.

Pour les raisons mentionnées ci-dessus, nous avons mis à l'écart dans nos considérations, comme variante de procédé possible pour une application au Niger, le procédé SL-RN, dans lequel les boulettes de minerai de fer sont préréduites dans un four rotatif en contact avec un porteur de carbone.



Question 4: de l'ONUFI, Vienne

Informations sur les usines/installations existantes dans le monde, où le même type de minerai (oolithes indurées, oolithes indurées, oolithes tendres) que celui du Niger est utilisé pour la production d'acier.

Réponse

En Europe, il existe dans la région d'Alsace-Lorraine, un gisement de fer pauvre, appelé MINETTE. Le caractère minéralogique et la composition chimique de ce minerai de fer sont analogues à ceux du minerai de fer du Niger, aussi bien du point de vue de la teneur en Fe que de la teneur élevée en P. La minette se distingue toutefois du minerai de fer du Niger par sa teneur élevée en CaCO_3 ; elle est ainsi un minerai de fer basique ne nécessitant pas de fondants de chaux lors de l'agglomération.

Dans toutes les usines sidérurgiques de la région, notamment chez ARBED*, Luxembourg, les minettes sont d'abord agglomérées, puis traitées dans des hauts fourneaux et la fonte riche en P produite est transformée dans des aciéries par le procédé dit LD-AC** en acier brut pauvre en P.

*) ARBED = Aciéries Réunies de Burbach-Eich-Dudelange S.A., Luxembourg;
usines à Dudelange, Esch-Schifflange,
Esch-Belval et à Differdange

***) Procédé LD-AC = Procédé Linz-Donawitz-ARBED-CNRM



Question 5: de A.O. Lukoya, Kaduna, Nigéria

Est-ce que la classification générale des minerais oolithiques a tenu compte des conditions de sédimentation, de la répartition granulométrique et du degré de triage déterminés à l'aide d'un microsonde ?

Réponse

La subdivision de l'horizon de minerai de fer en

- un horizon supérieur d'oolithes indurées
- une intercalation argilo-sableuse à faible teneur en oolithes de fer et
- un horizon inférieur d'oolithes tendres

est basée sur des observations géologiques et minéralogiques effectuées dans des affleurements, des tranchées de recherche et des carottes de forage.

La subdivision établie ainsi a été confirmée par les résultats des analyses de la composition chimique et des caractéristiques minéralogiques.

Comme décrit au chapitre B 6, les conditions de formation étaient différentes lors de la sédimentation des trois horizons, c.à.d. c'est aussi une subdivision génétique applicable à toutes les parties du gisement.

Elle est aussi applicable et a été retenue quant à une exploitation sélective et quant aux méthodes spécifiques de traitement.



Question 6: de A.O. Lukoya, Kaduna, Nigeria

A l'aide du microscope et d'un microsonde a-t-on seulement détecté la goethite en tant que minéral de fer bien qu'on puisse s'attendre à trouver, aussi dans ce type de gisement de fer sédimentaire, d'autres minéraux ferreux tels que l'hématite, la sidérite etc. ?

Réponse

Tel qu'il a été décrit dans les chapitres C 4.1.1.1 et C 4.1.1.2 les analyses au microscope et au microsonde n'ont fait ressortir que les minéraux de fer goethite (α - FeO · OH) et lépidocrocite (γ - FeO · OH) ainsi que très rarement l'hématite. D'autres minéraux ferreux, tels que la magnétite, la sidérite ou la pyrite, n'ont pas été observés. Vue les conditions de formation des oolithes de fer, on ne pouvait pas vraiment s'attendre à détecter les minéraux de fer cités combinés aux oolithes goethites.

Question 7: de A.O. Lukoya, Kaduna, Nigeria

Dans quelle forme et répartition l'alumine se présente-t-elle notamment dans les oolithes et dans la pâte ?

Y a-t-il des possibilités de réduire la teneur en Al par attrition et classification étant donné que la teneur en Al influencera la formation de laitier lors du traitement métallurgique ?

Réponse

Dans les paragraphes B 4.1, page B 20, C 4.1.1.1 et C 4.1.1.2, page C 7 et suivantes, il a été décrit que l'aluminium se présente surtout sous forme de kaolinite dans la pâte entre les oolites.

En outre, Al est présent dans les oolites selon une répartition très fine et combiné par adsorption à la goethite (voir fig. C 9 et C 12). La teneur en Al_2O_3 dans les oolites est pourtant de l'ordre de 3,3 %.

La teneur moienne en Al_2O_3 (voir page B 21 à 23) s'élève

dans les oolites indurées	à 4,34 - 4,64 %
dans l'intercalation	à 5,83 - 8,21 %
dans les oolites tendres	à 5,89 - 7,33 %

Par réduction de la kaolinite de la pâte par voie de comminution et de classification (voir para. C 4.23, page C.25 et C 5.2.1, page C.36), la teneur en Al_2O_3 peut être sensiblement diminuée.

Lors des essais minéralurgiques destinés à produire des concentrés, une réduction de la teneur en Al_2O_3 dans les oolites indurées d'env. 52 % et dans les oolites tendres de 45 % a été obtenue, donc une réduction à environ la moitié de la teneur en Al_2O_3 initiale (cf. analyses en pages C 19 et C 44).

Un traitement du minerai tout-venant broyé au séparateur magnétique aboutissait conformément aux prévisions seulement à une faible réduction de la teneur en Al_2O_3 puisque la kaolinite, notamment dans la fraction inférieure à 0,5 mm, est relativement enrichie.



Une réduction par voie de séparation magnétique de la teneur en Al lié par adsorption à la goethite dans lesoolithes peut être exclue parce qu'elle demanderait un broyage jusqu'en dessous de la fraction microns.

Il est connu que la teneur en Al_2O_3 du minerai fait partie des composants acides; c.à.d. plus la teneur en Al_2O_3 du minerai est élevée, plus les fondants basiques, tels que le calcaire, nécessaires pour produire un module de basicité de laitier (relation $\frac{CaO + MgO}{SiO_2 + Al_2O_3}$) d'env. 1 requis pour l'exploitation du haut-fourneau, sont élevés.

Un tel laitier présente de bonnes propriétés de fusion et une bonne fluidité aux températures usuelles de haut fourneau. Les fournalistes demandent que le minerai à fondre aie une proportion $SiO_2:Al_2O_3$ d'env. 3 : 1 pour réduire le volume de laitier au minimum nécessaire et limiter en même temps la consommation de coke par t de fonte brute.

Question 8: de A.O. Lukoya, Kaduna, Nigeria

Le demandeur est parti du fait qu'une étude technico-économique comporterait des essais pilote au moins à un cadre très provisoire étant entendu qu'il serait utile d'effectuer "une analyse du besoin de coke" pour pouvoir apprécier la qualité des minerais.

Il devrait quand même être possible de calculer les "valeurs de besoin de coke" pour les méthodes de fusion proposées pour les minerais de fer de Say soit à partir de considérations cinétiques soit à partir de "modèles mathématiques de haut fourneau". Ceci contribuerait à une meilleure compréhension des problèmes de liaison de phosphore dans le laitier.



Réponse

La réalisation d'essais pilote de plusieurs jours dans une installation KR en Allemagne ne faisait pas l'objet du présent projet d'une étude préliminaire des gisements de fer car ces essais sont très coûteux. Ces essais seront à effectuer dans une étude technico-économique.

Concernant la consommation de coke par t de fonte brute, il existe cependant des valeurs théoriques et empiriques qui s'approchent des conditions partiques provenant d'un ensemble KR. Ces valeurs ne sont pourtant valables qu'à des prémisses connues, comme la composition du minerai à fondre et du charbon. Nous n'avons pas assez de connaissances de la composition et des propriétés de cokéfaction des charbons disponibles en République du Niger.

D'après les connaissances acquises jusqu'à présent concernant le procédé KR, les consommations de charbon sont de l'ordre de 1 t de charbon par t de fonte brute. Ceci est pourtant largement fonction de la teneur en C fixe et en cendres des sortes de charbons utilisées. Comme, au cours de la fusion au four KR sous conditions de réduction, la teneur en P du minerai est presque entièrement absorbée par la fonte brute et la déphosphoration de la fonte brute se fait à l'extérieur du four KR dans le convertisseur en acier, la répartition du phosphore dans le métal et le laitier en fonction de la consommation de coke au four KR est sans importance pour les présentes considérations.

Question 9: de O.A. Lukoya, Kaduna, Nigeria

Quels étaient les critères de choix des liants pour les essais de bouillage, comme p. ex. le charbon de bois du Brésil et le charbon de l'Indonésie.



Pour le Niger, aucune étude des matières premières d'énergie a été effectuée qui - à mon avis - aurait dû faire partie d'une étude technico-economique.

Réponse

L'addition de 1 % de charbon de bois lors de l'essai de bouletage NEP 6 a été effectuée pour d'autres raisons que celle de l'utiliser comme liant. Le rôle d'un liant comme le bentonite p.ex. est d'augmenter les tensions capillaires pour la production de boulettes vertes et de renforcer ainsi la résistance de ces boulettes. Le charbon, en général, ne dispose d'aucun pouvoir liant.

L'addition de charbon de bois n'était destinée qu'à fournir un supplément de matières premières d'énergie pour la cuisson des boulettes vertes. Elle permet de substituer par le charbon de bois une partie de l'énergie fossile coûteuse nécessaire pour la cuisson, p. ex. le gaz naturel ou le pétrole, dont il n'y a pas de gisements au Niger.

Le charbon des Philippines dont la composition chimique ressemble à celle du charbon provenant de la République du Niger n'a pas été ajouté pour servir de liant mais d'agent réducteur lors de la réduction des boulettes dans le cylindre rotatif pour déterminer les propriétés de désintégration et de métallisation. Ces essais étaient nécessaires pour examiner si les boulettes de minerai du Niger sont appropriées pour un traitement par le procédé KR.

Un examen des matières premières d'énergie disponibles en République du Niger ne faisait pas objet de "l'étude préliminaire" d'autant plus que ces gisements n'ont même pas



été pré-examinés par les organisations nationales compétentes. Une étude complémentaire technico-économique de l'utilisation des minerais de fer de Say doit tenir compte également des matières premières d'énergie disponibles.

Question 10: de A.O. Lukoya, Kaduna, Nigeria

Quels sont les considérations et examens qui ont été effectués quant à une production rentable de 100.000 t d'acier dans la République du Niger vue les limites fixées par le procédé KR ?

Réponse

Il est connu que dans des analyses techniques de production, la rentabilité d'un ensemble est influencé essentiellement par le facteur "scale-up" (demande). Plus la quantité de production d'une unité de production est élevée plus les coûts de production par unité baissent. Pour une unité KR, la limite inférieure de production économique par module se situe à env. 100.000 t/an de fonte brute. Suivant le niveau technique actuel, des ensembles KR d'un rendement jusqu'à 300.000 t/an de fonte brute par module peuvent être construits.

Selon des examens du marché publiés et effectués par nous concernant la République du Niger et ses pays voisins, le besoin actuel de la région en divers produits d'acier se situe à env. 100.000 t/an.

Question 11: de M. Biry, ONAREM, Niamey, Rép. du Niger

M. Biry attire l'attention sur le fait que selon Greigert, J.: "Description des Formations Crétacées et Tertiaires du Bassin des Tullemeden" - Edition du BPGM, Paris 1966, le Birrimien doit être classé dans le Précambrien Moyen et que le "Volta-Sandstone" correspond, selon Greigert, à l'Infra-cambrien ou à l'Eocambrien.

Réponse

La description de la séquence stratigraphique au chapitre B 3 donne un aperçu général de la géologie dans la région examinée. Conformément au but de l'étude, une attention particulière a été portée sur les couches plus jeunes (le Tertiaire et le Quaternaire) de la séquence stratigraphique comportant également les gisements de fer oolithique.

Pour cette raison, nous avons renoncé à un classement stratigraphique plus exacte des roches de socle à savoir des roches métamorphiques et des granites du Birrimien et des roches connues sous le nom de "Volta-Sandstone".

Il est juste que, pour un classement stratigraphique plus exacte, la formation du Birrimien est à classer dans le Précambrien Moyen.

Concernant la position stratigraphique du "Volta-Sandstone", qui est une série de sédiments clastiques dans le bassin de la Volta, reposant en discordance sur le Birrimien plissé et métamorphique. Deynoux, M. et al 1978, ont déterminé la subdivision suivante avec les âges correspondants:

- grès et schiste du "Dapango-Bombouaka Group" (933 ± 62 millions années)



- séquences (verdâtres flyschoides) et grauwackes avec présence isolée de stromatolithes et d'éponges du "Pendjari et/ou Oti Group" (660 ± 8 millions années à 615 millions années)
- grès rougeâtre de l'"Obosum Group" (plus jeune que 613 ± 9 millions d'années).

En vue d'une simplification, nous avons regroupé ces successions de roches clastiques anchi- à épimétamorphiques sous le nom de "Volta-Sandstone" et nous les avons classées à l'Eocambrien car de grandes parties datent du Néoprécambrien ce qui est justifié par les datations d'âge absolues.

Bibliographie:

DEYNCUX, M. et al., 1978: Upper Precambrian and Lowermost Palaeozoic correlations in West-Africa and in the Western Part of Central Africa. Probable diachronism of the late Precambrian Tillite.
Geol. Rundschau, Bd. 67, H 2, S 615-630, Stuttgart 1978.

