

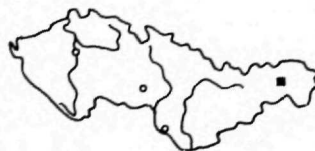
Flotačná úprava rudy s nízkym obsahom ortuti z Dubníka

(3 obr. a 7 tab. v texte)

LADISLAV TARHANIČ — TATIANA KORTIŠOVÁ — JURAJ TÓZSÉR*

Флотационное обогащение бедных руд месторождения Дубник

Обогащение бедных ($0,0X-0,0X \text{ ‰ Hg}$) вкрапленно-прожилковых руд месторождения Дубник изучалось в лабораторных семи-индустриальных условиях. Лабораторный анализ включал флотацию руды и осушение флотационного концентрата фильтрацией и загущиванием. Семииндустриальной пробой проверялись результаты лабораторного анализа.



Результаты показывают, что и бедные руды можно обогатить и получить концентрат со средним содержанием 2 ‰ Hg при 78 ‰ извлечении ртути.

Preparation of low-grade mercury ore from Dubník (Slanské vrchy Mts., Eastern Slovakia) using flotation

The ability for beneficiation of low-grade mercury ore ($0.0X-0.0X \text{ ‰ Hg}$) from the Dubník mercury deposit of stockwork-disseminated type (Slanské vrchy Mts., Eastern Slovakia) was tested during laboratory and pilot plant tests. The laboratory processing included flotation, flotation concentrate dehydration applying thickening and filtration. Pilot plant tests checked the previous laboratory results.

Results proved that even ores of lower grade than the deposit average are able to concentration giving output concentrate of about 2 ‰ Hg content at an extractibility into the concentrate achieving 78 ‰ .

Zaistif potrebné množstvo kovov je jednou z hlavných podmienok ekonomického rozvoja nášho štátu. Pritom väčšina našich rudných zásob má nižší obsah užitkovej zložky, ako je svetový priemer, a preto je zabezpečovanie kovov stále zložitejšie.

Príkladom na plnenie takýchto úloh je aj pripravovaná exploatácia rudy

* Ing. Ladislav Tarhanič, CSc., Geologický prieskum, Spišská Nová Ves, ATNS, Jesenského 8/c, 040 00 Košice,

Ing. Tatiana Kortišová, Dom techniky ČSVTS, Marxova 2, 040 00 Košice,

RNDr. Juraj Tózsér, Geologický prieskum, Spišská Nová Ves, Geol. oblasť, 040 51 Košice.

s nízkym obsahom Hg ložiska Dubník. V súvislosti s tým sme urobili výskum upraviteľnosti rudy klasickou flotáciou.

Ortuťové minerály sa pokladajú za ľahko flotovateľné a zafloťujú sa do prvej, ale prevažne do druhej triedy flotovateľnosti. Podľa toho možno očakávať výťažnosť ortuti okolo 80 až 90 ‰. Ale tá v nemalej miere závisí od obsahu Hg v rude a od množstva kalu vznikajúceho pri mletí.

V poslednom čase sa ortuť začína získavať z veľmi chudobných rúd elektrochemickou oxidáciou rmutu pripraveného z rozomletej rudy a vodného roztoku NaCl. Pri obsahu Hg v rude okolo 0,05 ‰ sa dosahuje výťažnosť okolo 90 až 95 ‰ Hg.

Geologická pozícia ortuťového zrudnenia a jeho charakteristika

Ortuťové ložisko Dubník je v juhovýchodnej časti zlatobanskej vulkanotektonickej depresie (v zmysle J. Slávika — J. Tózséra 1973) či v centrálnej zóne zlatobanského vulkanického aparátu (v zmysle M. Kaličiaka 1977) v severnej časti Slanských vrchov. Jeho epigenetická mineralizácia je geneticky spätá s dozvukmi neogénneho magmatizmu oblasti. Ako komunikačné systémy hydroteriem slúžili oslabené zóny centrálnej časti zlatobanského vulkanoplutonického aparátu, ako aj disjunktívne štruktúry regionálneho rozsahu porušujúce sedimentárnu výplň aj podložie neogénnej východoslovenskej molasy. Vek ortuťovej mineralizácie treba na základe výsledkov rádiometrického datovania vulkanických hornín, z ktorých sú známe produkty tejto mineralizácie, pokladať za panónsky, resp. pliocénny. Ortuťová a opáľová mineralizácia je najmladším produktom hydrotermálnej epigenetickej mineralizácie oblasti.

Územie ložiska na povrchu budujú výlučne vulkanické horniny andezitového zloženia. Podľa koncentrácie ortuťovej mineralizácie je najvýznamnejší stratovulkanický komplex pyroxenických andezitov (komplex Ošvárska; J. Slávik — J. Tózsér 1973), charakteristický nepravidelným striedaním lávových prúdov, lávoklastík, aglomerátov a tufov premenlivej mocnosti. Prechody medzi fáciami sú často zastreté hydrotermálnymi premenami, z ktorých sa najvýraznejšie prejavuje argilitizácia, chloritizácia, pyritizácia, markazitizácia, karbonatizácia a sericitizácia. Ekonomicky zaujímavé koncentrácie rumelky sú známe len v tomto komplexe. Rumelku možno pozorovať od niekoľkých metrov pod povrchom maximálne do 280 m pod povrchom.

V podloží stratovulkanickej postupnosti sa zistil komplex (najpravdepodobnejšie subvulkanický) pevných dvojpyroxenických andezitov, pre ktoré je charakteristická prítomnosť xenolitov z jemnozrnnej tufitickej hmoty veľkých max. 10 cm a výrazná sekundárna biotitizácia okolo xenolitov alebo vyplňajúca dutinky v asociácii s tridymitom (E. Kaličiaková 1976).

Ortuťová mineralizácia sa v andezitovom telese vyskytuje len sporadicky v asociácii s karbonátmi. Vytvára s nimi náteky a povlaky po puklinách v blízkosti tektonických porúch.

Zo Z a V je ložisko ohraničené tektonicky. Hg mineralizácia smerom na J postupne vyznieva a severné ohraničenie ložiska sa iba zisťuje.

Ortuťová mineralizácia ložiska je žilníkovú-impregnačná. Rumelka vystupuje vo forme mm mocných žiliek na puklinách v asociácii s pyritom ako tmel

v tektonicky drvených zónach, ale najmä vo forme jemných impregnácií v celom priereze komplexu. Distribúcia rumelky nie je rovnomerná. Maximálna je v prostredí s vhodnými fyzikálno-mechanickými vlastnosťami (pórovitosť, tektonická porušenosť atď.). Za také možno pokladať zlomy smeru SV—JZ a ich okolie, najmä keď ho tvoria porušené horniny, resp. tufobrekcie, za prítomnosti vhodnej cloniacej štruktúry. Túto úlohu plní zlom obmedzujúci ložiskové územie z východnej strany oproti komplexu amfiboliticko-biotiticko-pyroxenických andezitov. Práve východná časť ložiska v blízkosti cloniacej štruktúry je najkvalitnejšia a zrudnenie v nej dosahuje najväčšiu mocnosť. Negatívnu úlohu z hľadiska stupňa koncentrácie rumelky hrá silná argilitizácia vulkanických hornín (nepriepustné prostredie), ktorej podstatná časť je predrudná.

Aj napriek širokej paragenetickej škále zistených minerálov (okolo 40 rudných a nerudných minerálov) rumelka na ložisku prevláda a iba ona má ekonomický význam. Rumelka tvoriaca impregnácie je jemnozrnná alebo vytvára práškovité agregáty jasnočervenej farby. Rumelka vystupujúca v žilkách je hrubozrnnnejšia, má tmavší odtieň a výrazný sklený lesk. Zrniečka rumelky majú v prevažnej miere alotriomorfné obmedzenie. Z ďalších minerálov ložiska je výrazne zastúpený pyrit a markazit (v podobe jemnej impregnácie a drobných žiliek), v južnej okrajovej časti ložiska je nevýrazná zóna s antimonitom, realgárom a auripigmentom. Z nerudných minerálov je zastúpený hlavne halloyzit, kaolinit a chlorit, oveľa slabšie montmorillonit, kalcit, kremeň a i. (podrobná charakteristika mineralogických pomerov Hg-ložiska Dubník je v práci R. Ďuďu et al. 1977).

Z kvalitatívneho hľadiska nie je ortuťové zrudnenie ložiska rovnomerné. Obsah Hg kolíše od tisícín percenta nezriedka po celé percento, priemerná kovnosť je okolo 0,1 ‰ Hg.

Laboratórne skúšky upraviteľnosti ortuťovej rudy a skúšky odvodňovania flotačného koncentrátu

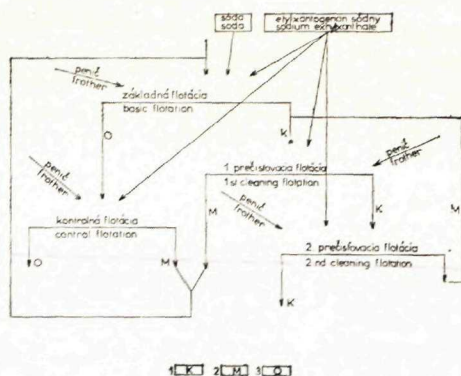
Laboratórne skúšky zahŕňali flotáciu Hg-rudy a odvodňovanie flotačného koncentrátu zahusťovaním a filtrovaním.

Flotácia

Cieľom úpravy vzorky s priemerným obsahom Hg 0,023 ‰ flotáciou bolo získať flotačný koncentrát s minimálnym obsahom Hg 2 až 3 ‰ a dosiahnuť výťažnosť Hg do koncentrátu minimálne 75—80 ‰.

Vzorka sa flotovala v laboratórnom jednolitrovom flotačnom prístroji pri prevzdušnení rmutu $0,5 \text{ m}^3 \cdot \text{min}^{-1} \cdot \text{m}^{-2}$ a vstupnom zahusťení $300 \text{ g} \cdot \text{l}^{-1}$. Flotácia pozostávala zo základnej flotácie, dvoch prečisťovacích flotácií a z kontrolnej flotácie a mala nerovnako dlhé časové trvanie. Ako zberač sa použil etylxantogénan sodný (ďalej EX) a penič Dowfroth. Flotovalo sa bez aktivovania alebo s aktivovaním rumelky s pridaním sódy do základnej flotácie. Flotačná schéma s vyznačením miest prívodu reagentov je na obr. 1.

Pretože vtŕsená rumelka je jemná, ruda sa pred flotáciou mlela na 98 ‰ pod flotačnú jemnosť, pričom maximálna hranica zrnitosti meliva neprekročila 0,09 mm. Granulometrický rozbor meliva z rudnej vzorky za sucha a obsah Hg, Fe a S sú v tab. 1.



Obr. 1. Schéma flotácie 1 — koncentrát, 2 — medziprodukt, 3 — odpad
Fig. 1. Scheme of flotation. 1 — concentrate, 2 — middling product, 3 — waste

Granulometrický a chemický rozbor meliva Granulometrical and chemical analysis of grist

Tab. 1

Zrnitostná trieda v mm	Hmotnostný výnos v %	Obsah v %		
		Hg	Fe	S
0,00—0,04	90,03	0,018	7,20	2,43
0,04—0,06	6,50	0,015	11,52	—
0,06—0,071	1,10	0,010	—	—
0,071—0,09	2,37	0,032	—	—

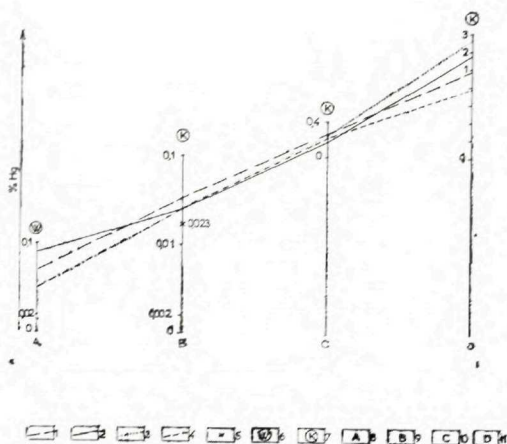
Values in columns are that of grain-size class in mm, weight yields in %, contents of Hg, Fe and S.

Dosiahnuté výsledky

Najlepšie technologické ukazovatele sa dosiahli pri spotrebe EX 120, príp. 150 g . t⁻¹, Dowfrothu 250 g . t⁻¹ a sódy v množstve 1000 g . t⁻¹, ak základná flotácia trvala 10, kontrolná 15, prvá prečisťovacia 15 a druhá prečisťovacia flotácia 5 minút. Zo spotrebovaného množstva EX vyplynulo, že zberač je najúčelnejšie rozdeliť tak, aby sa do základnej flotácie priviedlo 50, do kontrolnej 20 a do prečisťovacích flotácií 15 % zberača. Výsledky flotačných skúšok sú na obr. 2.

Ako vychodí z obr. 2, vplyv sódy na ukazovatele flotácie nie je pri aplikovaných množstvách 120 a 150 g . t⁻¹ EX rovnaký. So sódou a s množstvom EX 120 g . t⁻¹ sa dosiahli lepšie ukazovatele ako so sódou a množstvom EX 150 g . t⁻¹. Vplyv sódy sa prejavil na kovnatosti koncentrátu až pri druhej prečisťovacej flotácii. Z toho je zrejmé, že na aktiváciu rumelky je potrebný dlhý čas (predpokladáme 30 minút). Vplyv sódy a množstva EX 120 a 150 g . t⁻¹ na výťažnosť Hg sa podstatnejšie neprejavil.

Z obr. 2 ďalej vychodí, že použitím sódy a EX v množstve 120 g . t⁻¹ sa získal koncentrát s kovnatosťou 2,85 % Hg (pri výťažnosti Hg do koncentrátu 80 %). Bez sódy a pri spotrebe EX 150 g . t⁻¹ bola kovnatosť koncentrátu nižšia (1,83 % Hg; výťažnosť dosahovala 68 % Hg).



Vysvetlivky: 1 — EX = 120 g/t, 2 — EX = 150 g/t, 3 — EX = 120 g/t + sóda 1 kg/t, 4 — EX = 150 g/t + sóda 1 kg/t, 5 — priemerná kovnosť rudy, 6 — kovnosť odpadu, 7 — kovnosť koncentráту, 8 — kontrolná flotácia, 9 — základná flotácia, 10 — prvá prečisťovacia flotácia, 11 — druhá prečisťovacia flotácia. Explanations: 1 — EX = 120 g.t⁻¹, 2 — EX = 150 g.t⁻¹, 3 — EX = 120 g.t⁻¹ soda 1 kg.t⁻¹, 4 — EX = 150 g.t⁻¹ + soda 1 kg.t⁻¹, 5 — average metal content in ore, 6 — metal content in waste, 7 — content in concentrate, 8 — control flotation, 9 — basic flotation, 10 — 1st cleaning flotation, 11 — 2nd cleaning flotation

Obr. 2. Zmena kovnatosti produktov flotácie po základnej flotácii, prečisťovacích flotáciách a po kontrolnej flotácii
Fig. 2. Metal content change in flotation products after the basic, two cleaning and control flotations

Pri priemernej kovnatosti rudnej vzorky 0,023 ‰ Hg sa pri spotrebe EX 120 g.t⁻¹ a sódy 1 kg.t⁻¹ dosiahlo asi 124-násobné a bez sódy a spotrebe 150 g.t⁻¹ EX 79-násobné obohatenie koncentráту. Pri spotrebe EX v množstve 120 g.t⁻¹ a bez sódy, resp. pri spotrebe EX v množstve 150 g.t⁻¹ a sódy v množstve 1 kg.t⁻¹, sa získali podstatne horšie koncentráty.

Výťažnosť Hg do koncentráту pri spotrebe EX 150 g.t⁻¹ a sódy v množstve 1 kg.t⁻¹ bola pomerne dobrá a nižšia iba o 5 ‰ v porovnaní s maximálnou výťažnosťou 80 ‰ dosiahnutou pri spotrebe EX 120 g.t⁻¹ a sódy 1 kg.t⁻¹.

Odvodňovanie flotačného koncentráту

Odvodňovanie flotačného koncentráту je pri flotačnej úprave nerastných surovín veľmi dôležitá operácia. Možno ňou výrazne ovplyvniť náklady na dopravu a spracovanie koncentráту. Ale odvodňovaním sa rieši aj ďalší veľmi dôležitý problém — šetrenie vodou jej spätným použitím v prevádzke. Odvodňovanie flotačného koncentráту bolo zamerané na odvodňovanie pod účinkom gravitačnej sily — zahusťovaním a na odvodňovanie zahusteného koncentráту filtrovaním pod účinkom podtlaku.

Zahusťovanie

Skúšky zahusťovania sa robili bez použitia a s použitím makromolekulovej flokulačnej prísady Polyflok-90 AP, urýchľujúcej tento proces. Látka je anionického charakteru a vyrába ju firma The Yorkshire Dyeware, Co.LTD, Veľká Británia.

Vstupné zahusťovanie flotačného koncentráту pri zahusťovaní bolo 102 g.l⁻¹, ktoré pri jeho mernej hmotnosti 2,5 kg.dm⁻³ predstavuje 3,9 ‰-né objemové zahusťovanie. Pri laboratórnych skúškach sa sledovala zmena usadzovacej rých-

losti tuhých častíc, ich obsah vo vyčerenej vode a zahustenie sedimentu v závislosti od času. Výsledky skúšok zahusťovania zhodnotené podľa metódy Kincha (G. Tarján 1969) bez prídavku a s prídavkom optimálneho množstva Polyfloku 20 g . m⁻³ rmutu sú v tab. 2 a 3.

Výsledky skúšok zahusťovania bez prídavku flokulantu
Results of thickening tests made without flocculant addition

Tab. 2

Vstupné zahustenie v g . l ⁻¹	Výstupné zahustenie v g . l ⁻¹	Sedimentačná rýchlosť v cm . h ⁻¹	Merné zaťaženie zahusťovača v m ² . h . t ⁻¹	Potrebný čas sedimentácie v h
102	131	6,27	34,1	2,8
107	138	4,04	50,5	3,0
121	156	2,52	72,22	3,8
139	171	1,48	88,5	19,0
169	187	0,27	200,0	nad 19,0

Values in columns represent the input thickening in gl⁻¹, output thickening in gl⁻¹, sedimentation velocity in cmh⁻¹, specific load of the thickener in m²ht⁻¹, needed time for sedimentation in h.

Výsledky skúšok zahusťovania s prídavkom flokulantu
Results of thickening tests made by flocculant addition

Tab. 3

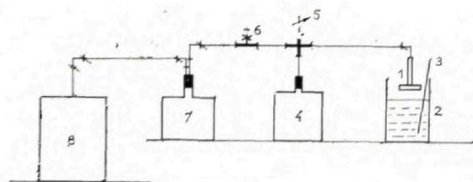
Vstupné zahustenie v g . l ⁻¹	Výstupné zahustenie v g . l ⁻¹	Sedimentačná rýchlosť cm . h ⁻¹	Merné zaťaženie zahusťovača v m ² . h . t ⁻¹	Potrebný čas sedimentácie v h
102	168	36,0	10,5	0,6
153	178	6,6	13,94	1,0
167	189	3,4	20,29	1,4
179	204	1,7	39,41	2,6
191	210	0,93	51,61	3,5
216	222	0,23	56,52	nad 3,9

Numbers in columns represent input thickening in gl⁻¹, output thickening in gl⁻¹, sedimentation velocity in cmh⁻¹, specific load of the thickener in m²ht⁻¹, needed time for sedimentation in h.

Filtrovanie

Zahustený flotačný koncentrát bez prídavku a s prídavkom Polyfloku v množstve 20 g . m⁻³ pridávanom pri zahusťovaní do rmutu sa filtroval za použitia aparátúr zobrazených na obr. 3.

Zahustenie filtrovaného flotačného koncentrátu bolo blízke maximálne dosiahnuteľnému zahusteniu. Bez prídavku flokulantu vo fáze zahusťovania predstavovalo 171 g . l⁻¹ a s prídavkom Polyfloku 216 g . l⁻¹ tuhých častíc. Podtlak vo fáze nasávania bol konštantný (66,6 . 10³ Pa).



Obr. 3. Prístroj na filtračný test 1 — ponorný filter, 2 — nádoba na rmut, 3 — miešadlo, 4 — nádoba na filtrát, 5 — vákuomer, 6 — regulačný ventil, 7 — podtlaková nádoba, 8 — výveva
Fig. 3. Equipment for the filtration test. Explanations: 1 — submersible filter, 2 — receiver for slime pulp, 3 — mixer, 4 — receiver for filtrate, 5 — vacuometer, 6 — control valve, 7 — under-pressure receiver, 8 — vacuum pump

Pri filtrácii bez flokulantu sa použila filtračná syntetická tkanina č. 12892 a bavlnená tkanina č. 401. Výrobcom tkanín je Technolen Lomnice nad Popélkou. Vzhľadom na zistenú veľkú priechodnosť tuhých častíc syntetickou filtračnou tkaninou sa pri ďalších filtračných skúškach s vyvločkovým koncentrátom použila iba bavlnená tkanina.

Výsledky filtračných skúšok bez použitia flokulantu sú v tab. 4 a s použitím tejto látky v tab. 5.

Výsledky filtračných skúšok bez prídavku flokulantu
Results of filtration tests made without flocculant addition

Tab. 4

Syntetická filtračná tkanina č. 12892					
Trvanie filtračného cyklu v min	Trvanie nasávania v min	Trvanie presušania v min	Vlhkosť filtračného koláča v %	Merný výkon filtra v sušine v $\text{kg} \cdot \text{m}^{-2} \cdot \text{h}^{-1}$	Obsah sušiny vo filtráte v $\text{g} \cdot \text{l}^{-1}$
2	0,6	1,2	43,28	29,34	28,0
4	1,2	2,4	41,67	20,93	38,2
6	1,8	3,6	41,83	16,93	38,0
8	2,4	4,8	41,69	14,26	34,5
Bavlnená filtračná tkanina č. 401					
2	0,6	1,2	47,12	33,29	0,5
4	1,2	2,4	42,77	18,61	3,0
6	1,8	3,6	43,06	15,82	2,0
8	2,4	4,8	42,93	14,09	1,0

Values in columns are that of the filtration cycle duration in min., suction duration in min., duration of dewatering in min., filtration cake humidity in %, specific output of the used filter in dry matter in $\text{kg} \cdot \text{m}^{-2} \cdot \text{h}^{-1}$, dry matter content in filtrate in $\text{g} \cdot \text{l}^{-1}$. The first row gives results using the synthetic filtration cloth No. 12892, the second that of using cotton filter fabric No. 401.

Dosiahnuté výsledky

Výsledky skúšok zahusťovania bez flokulantu ukázali na potrebu veľkej sedimentačnej plochy zahusťovača a dlhého času sedimentácie. Pri použití flo-

kulantu sú tieto nároky podstatne menšie. Napríklad pri zahutení rmutu 187 (189) g.l⁻¹ tuhých častíc (tab. 2 a 3) sú nároky na sedimentačnú plochu (vyjadrené merným zafatením) pri zahusťovaní bez flokulantu 200 m².h.t⁻¹, ale pri použití flokulantu v množstve 20 g.m⁻³ iba 20,29 m².h.t⁻¹. Pri sedimentačných skúškach bez flokulantu a s ním sa vo vyčerenej vode sušina nezistila.

Výsledky filtračných skúšok s prídavkom flokulantu
Results of filtration tests made without flocculant addition

Tab. 5

Bavlnená filtračná tkanina č. 401					
Trvanie filtračného cyklu v min	Trvanie nasávania v min	Trvanie presušania v min	Vlhkosť filtračného koláča v %	Merný výkon filtra v sušine v kg.m ⁻² .h ⁻¹	Obsah sušiny vo filtráte v g.l ⁻¹
2	0,6	1,2	45,2	28,6	6,5
4	1,2	2,4	43,6	24,0	5,8
6	1,8	3,6	42,6	20,7	5,1
8	2,4	4,8	42,8	17,1	4,6

Cotton fabric filter No. 401. Numbers in columns are that of the filtration cycle duration in min., suction duration in min., duration of dewatering in min., filtration cake humidity in %, specific output of the used filter in dry matter in kgm⁻²h⁻¹, dry matter content in filtrate in gl⁻¹.

Fitračné skúšky ukázali, že merný výkon filtra je aj pri použití flokulantu relatívne nízky. Vlhkosť filtračného koláča je pri použití flokulantu, ale aj bez neho vysoká a pohybuje sa od 42 do 48 %. Obsah sušiny vo filtráte pri bavlnenej filtračnej tkanine je pri aplikácii flokulantu vyšší. Tento jav je zaujímavý a jeho vysvetlenie by si vyžadovalo podrobnejší rozbor.

Poloprevádzková skúška

Poloprevádzková skúška (v novembri 1978 v Rudných baniach v Španej Doline) mala cieľ overiť výsledky laboratórnych flotačných skúšok úpravy rudy s nižšou a vyššou kovnatosťou, ako je priemerná kovnatosť ložiska. Flotačnej úprave sa podrobili dve samostatne haldované vzorky rudy. Jedna s hmotnosťou 357 t v sušine a s priemernou kovnatosťou 0,32 % Hg a druhá s hmotnosťou 219 t v sušine a s kovnatosťou 0,086 % Hg, teda s kovnatosťou rudy o niečo vyššou, akú sme flotovali v laboratóriu. Napriek tomu chceme poukázať na dosiahnuté výsledky a niektoré poznatky získané pri úprave rudy v prevádzkových podmienkach.

Ruda sa po drvení mlela v dvoch guľových mlynoch GM-20 pracujúcich v uzavretom okruhu. Mletie, podľa nášho náhľadu s nevhodnou skladbou guľovej náplne (nedostatok mlecích guľ malého priemeru), neprinieslo očakávané výsledky. Málokedy sa dosiahla vyššia jemnosť mletia ako 70—75 % pod flotačnú jemnosť, čo je z hľadiska otvorenia zrna nevyhovujúce. Najlepšie to dokumentuje tab. 6, v ktorej sú výsledky sitovej a chemickej analýzy flotačného odpadu rudy s priemernou kovnatosťou 0,32 % Hg.

Granulometrický a chemický rozbor flotačného odpadu
Granulometrical and chemical analysis of flotation waste

Tab. 6

Zrnitostná trieda v mm	Hmotnostný výnos v %	Obsah Hg v %
— 0,071	60,9	0,05
0,071 — 0,125	16,0	0,08
+ 0,125	23,1	0,11

Numbers in columns represent grain-size class in mm, weight yield in %, mercury content in %.

Pri flotácii rudy s priemernou kovnatosťou 0,32 % Hg sa používal olej Aroma a pri flotácii chudobnejšej rudy Dowfroth. Na zlepšenie technologických ukazovateľov flotácie sme v priebehu poloprevádzkovej skúšky zvyšovali EX z optimálneho množstva zisteného v laboratóriu ($120 \text{ g} \cdot \text{t}^{-1}$) až na $370 \text{ g} \cdot \text{t}^{-1}$ a množstvo sódy až na $4 \text{ kg} \cdot \text{t}^{-1}$, ale bezúspešne. Neúspech pripisujeme nedostatočnej jemnosti mletia, ale aj neskúsenosti obsluhy. Napriek nedostatkom pokladáme výsledky poloprevádzkovej flotačnej skúšky za veľmi dobré. Dokumentuje ich tab. 7.

Výsledky poloprevádzkovej skúšky
Results of pilot plant tests

Tab. 7

Technologické ukazovatele v %	Priemerná kovnatosť podania % Hg	
	0,32	0,086
Priemerná kovnatosť koncentrátu	4,59	1,95
Priemerná výťažnosť Hg do koncentrátu	92,0	78,0

Table gives technological output results by different grade of input ore (0.32 % and 0.086 % Hg respectively). First row: average output grade of concentrate, second row: average extractibility of mercury into concentrate.

Filtráciou sa podobne ako v laboratóriu nedosiahli výkony zvyčajné pri filtrovaní iných rudných koncentrátov, ale dosiahla sa nižšia vlhkosť filtračného koláča ako vlhkosť, ktorú sme zistili v laboratóriu. Zníženie vlhkosti pripisujeme hrubšiemu mletiu rudy.

Záver

Výsledky flotačných skúšok v laboratórnom a poloprevádzkovom rozsahu ukazujú, že aj z rudy s nižšou kovnatosťou, ako je priemerná kovnatosť ložiska, sa dá vyrobiť predajný Hg koncentrát s priemernou kovnatosťou okolo

2 ‰ Hg pri výťažnosti Hg do koncentráту 78 ‰. Pri bohatšej vsádzke sú technologické ukazovatele lepšie. Z rudy s priemernou kovnatosťou 0,32 ‰ Hg sa vyrobil koncentrát s obsahom 4,59 ‰ Hg pri výťažnosti Hg do koncentráту nad 90 ‰.

Doručené 14. 5. 1979
Odporučil D. Očenáš

LITERATÚRA

- Đuďa, R. et al. 1977: Mineralogické pomery Hg-ložiska Dubník. *Mineralia slov.*, 9 s. 463–478.
- Kaličiaková, E. 1976: Petrografia a petrochémia vulkanitov ložiska Dubník. Manuscript — GO Košice. 18 s.
- Kaličiak, M. 1977: Metalogenetické pomery zlatobanského vulkanického aparátu v severnej časti Slanských vrchov. [Kandidátska dizertačná práca.] Manuscript — Geofond Bratislava. 114 s.
- Slávik, J. — Tózsér, J. 1973: Geological structure of the Prešovské pohorie Mts. and its relation to the boundary of the West and East Carpathians. *Geol. zbor. Geol. carpath.* (Bratislava), 24, p. 23–49.
- Tarján, G. 1969: Ásványelőkészítés. Budapest, Tankönyvkiadó. 511 s.

Preparation of low-grade mercury ore from Dubník (Slanské vrchy Mts., Eastern Slovakia) using flotation

LADISLAV TARHANIČ — TATIANA KORTISOVÁ — JURAJ TÓZSÉR

The Dubník mercury deposit occupies SE outskirts of the Zlatá Baňa volcano-tectonic depression (in sense of J. Slávik — J. Tózsér 1973) in northern Slanské vrchy Mts. An epigenetic ore-mineralization originated here during reverberations of Neogene magmatic activity in Panonian to Pliocene times. Cinnabar together with precious opal deposited in latest stage of hydrothermal activity in the area.

Products of this mineralization are located in a stratovolcanic complex (the Ošvárska complex of J. Slávik — J. Tózsér 1973) and the mercury ore is of stockwork-disseminated type. Cinnabar associates with pyrite in mm-thin veinlets, cements at places crushed tectonic zones, but main masses of it form fine disseminated ore throughout the stratovolcanic complex.

In spite of great variety of ascertained minerals, cinnabar prevails on the deposit representing the sole ore of economic importance. The disseminated cinnabar in fine-grained or powder-like aggregates is of bright red colour, the variety in stockworks is of coarser-grained development, of darker flesh-red tint and of remarkable glassy lustre. Single cinnabar grains have heteromorphic shape. Pyrite and marcasite are well represented on the deposit. In southern portions, a less pronounced belt of antimonite, realgar and auripigment occurs. Main gangue minerals are halloysite, kaolinite and chlorite, less frequent calcite, quartz and others. A detailed description of mineralogy is given by R. Đuďa et al. (1977).

The average mercury content of ore submitted to preparation was 0.0023 %.

The ability of ore for beneficiation was investigated by laboratory and pilot plant tests. Laboratory preparation tests included flotation of mercury ore, flotation concentrate dewatering by thickening and filtration.

The run-off mine ore was flotated using one litre laboratory flotation machine by pulp aeration $0.5 \text{ m}^3 \text{ min}^{-1} \text{ m}^{-2}$ at initial thickening of 300 gl^{-1} . The flotation process comprised of basic, double cleaning and control flotation all having variable durations. As collector we used sodium etylxanthate (EX) and the frothing agent Dowfroth. The flotation was applied with or without cinna-bar activation by soda addition into the basic flotation process. The used flotation scheme is on fig. 1. The ore was grinded to 98 % under flotation grain fineness and the maximal grain size limit of grist did not exceed 0.09 mm. Flotation results presented on fig. 2 point to best results obtained using soda and EX in amount of 120 gt^{-1} (the metal content of concentrate was 2.85 % Hg by 80 % metal extraction rate into the concentrate).

Gravitation dewatering of concentrate was used by thickening and filtration of thickened concentrate at underpressure effect.

Thickening tests were made by application or without macromolecular flocculant addition (Polyflok — 90 AP). Input thickening of flotation concentrate was 102 gl^{-1} representing 3.9 % volume concentration at 2.5 kgdm^{-3} specific density. Thickening tests (tab. 2, 3) proved that in case when Polyflok AP 90 flocculant addition is applied in optimal amounts (20 gm^{-3}), demands to thickener sedimentation surface and sedimentation times are considerably less as it is in case without flocculant addition.

The thickened flotation concentrate was filtered using the apparatuses of fig. 3. The filtered flotation concentrate was thickened without flocculant addition to 171 gl^{-1} or with flocculant addition to 216 gl^{-1} solid particles.

The constant suction phase underpressure was $66.6 \cdot 10^{-3} \text{ Pa}$. A cloth filter No. 12892 (synthetic matter and cotton fabric No. 401 manufacturer Technolen n. p. Lomnice nad Popelkou) was used for filtration of flotation concentrate. In case when the flocculant addition was applied, the filter used was only the cotton fabric. Filtration tests proved (tab. 4, 5) that specific output capacity of filtering is relatively low. The filtration cake humidity was in both cases high fluctuating between 42—48 %.

Pilot plant tests aimed at verification of laboratory flotation processing results were made on the preparation plant at Špania Dolina of the Rudné bane n. p. enterprise. Two independent samples have been tested. The first sample of ore had 357 t dry matter with an average metal content of 0.32 % Hg, the second was of 219 t dry matter having 0.086 % mercury content. The input ore after crushing was grinded in two ball mills GM-20 acting in closed cycle. The grinding, due to unfavourable composition of ball charge, was unsuccessful. Fine grinding was obtained only in rare cases up to 70—75 % under the flotation fineness (tab. 6), which is even deficient for suitable grain opening. By flotation of higher-grade ore an Aroma oil was applied, the low-grade ore was flotated using the frothing agent Dowfroth. An EX addition (up to 370 gt^{-1}) and the addition of soda (to 4 kgt^{-1}) had any positive influence on beneficiation of technological parameters during pilot plant tests due to the insufficient fineness of grinding. In spite of that, final results of pilot plant

tests were very good (fig. 7). However, the filtration output was lower than in case of other ore concentrates. Better results in comparison with previous laboratory tests are probably due to the coarser grinding of ore.

Flotation test results both in laboratory and pilot plant dimensions proved that even ores having considerably lower grade than the deposit average may serve as subject to concentration giving average metal content of concentrate about 2 % Hg by metal extraction achieving 73 % into the concentrate. At higher grade ore charge the flotation dressing results also improve. An ore having average grade of 0.32 % Hg gives concentrate with 4.59 % Hg at over 90 % extractibility of mercury into the concentrate.

Preložil I. Varga

ZO ŽIVOTA SPOLOČNOSTI

J. Michalík: Dva výsledky litofaciálneho výskumu karbonátových komplexov centrálnokarpatského mezozoika

Vývoj strednotriasového súvrstvia hronika na Horehroní

Zo štúdia sekvencie strednotriasových karbonátov chočského príkrovu na Horehroní vychodí, že aniský dolomitový komplex pozostáva z megabrekcie vzniknutej rozsiahlym sklzávaním počas najvyššieho anisu. Výsledky charakterizujú túto časť sedimentačného priestoru hronika ako úsek veľmi mobilného dna s rýchlymi batymetrickými zmenami.

Vývoj spodnokriedových súvrství fatrika v Strážovskej hornatine

Biostratigrafický a paleogeografický výskum spodnokriedových uloženín krížňanského príkrovu Strážovskej hornatiny v piatich z dvanástich digitácií odkryl v jednotlivých oblastiach pomerne veľkú faciálnu pestrosť vývojov sekvencie. Pomerne rýchle prehĺbovanie panvy smerom na J potvrdzuje klesanie diverzity a hojnosti fauny, ako aj zväčšovanie podielu kremenitých, rohovcovitých a turbiditne redeponovaných sedimentov v tomto smere.