

Լ.Ե. ՄԱՐԳՍՅԱՆ, Ա.Մ. ՀՈՎՀԱՆՆԻՍՅԱՆ, Ա.Ա. ՖՐԱՆԳՈՒԼՅԱՆ

ԵՐԿԱԹԻ ԿՈՐՈՒՍՏԵՐԸ ԽԱԼԿՈՊԻՐԻՏԱՅԻՆ ՀԱՆՔԱՔԱՐԵՐԻ ՖԼՈՏԱՑՄԱՆ
ԵՎ ԽՏԱՆՅՈՒԹԵՐԻ ՇՏԵՑՆԱՅԻՆ ՀԱԼՄԱՆ ԳՈՐԸՆԹԱՑՆԵՐՈՒՄ

Հիմնվելով պղնձի սուլֆիդային հանքաքարերի ֆլոտացիոն հարստացման և դրանց խտանյութերի պիրոմետալուրգիական վերամշակման արտադրական տվյալների վրա, տեսականորեն և թերմոդինամիկորեն մանրակրկիտ վերլուծելով խալկոպիրիտային խտանյութերի շտեյնային հալման, շտեյնի կոնվերտերացման և կիսամաքուր պղնձի հրային ռաֆինացման գործընթացներում տեղի ունեցող փոխազդեցությունները, հաստատագրված են սուլֆիդահանքային երկաթի հիմնական կորուստները տեխնոլոգիական ցիկլի տարբեր փուլերում: Ցույց է տրված, որ հանքաքարում առկա ընդհանուր երկաթի 80% - ը հարկադրաբար կորչում է խալկոպիրիտային ֆլոտացման փուլում՝ պիրիտի և պիրոտինի դեպրեսիվային հեռացմամբ՝ դրանց նվազագույն պարունակությամբ խտանյութ ստանալու նպատակով: Մնացած 20%-ն անխուսափելիորեն կորչում է խարամագոյացման ճանապարհով՝ երկաթի օքսիդացմամբ <խտանյութի հալում → շտեյնի կոնվերտերացում → պղնձի հրային ռաֆինացում> արտադրական ցիկլում: Երաշխավորված են սուլֆիդահանքային երկաթի կորուստների կանխման և հանածոյի արդյունավետ օգտագործման տեխնոլոգիական ուղղությունները:

Առանցքային բառեր. սուլֆիդահանքային երկաթ, ֆլոտացում, խալկոպիրիտային խտանյութ, շտեյնային հալում, կոնվերտերացում, հրային ռաֆինացում, հիդրոմետալուրգիա:

Ներածություն: Պղնձի ստացման հիմնական հումքը խալկոպիրիտային հանքաքարերն են: Պղնձի համաշխարհային արտադրության 80%-ը, որ կազմում է տարեկան ավելի քան 20 մլն տոննա, սովորաբար ստացվում է սուլֆիդապղնձային (Cu-Fe-S) հանքաքարերից՝ “հանքաքարի ֆլոտացիոն հարստացում → խտանյութի շտեյնային հալում → շտեյնի կոնվերտերացում՝ կիսամաքուր պղնձի ստացմամբ → պղնձի հրային և էլեկտրոլիզային ռաֆինացում” արտադրական ցիկլով: Աշխատանքը նվիրված է սուլֆիդապղնձային հանքաքարերի ֆլոտացման և դրանցից ստացված խալկոպիրիտային խտանյութերի շտեյնային հալման գործընթացների տեսական վերլուծությանը՝ բացահայտելու համար պղնձի կորզման արտադրական ցիկլի այդ փուլերում սուլֆիդահանքային երկաթի կորստի օբյեկտիվ ծավալները և տալու հանձնարարականներ՝ հենված առավել հեռանկարային հիդրոմետալուրգիական մեթոդների և տեխնոլոգիական լուծումների կիրառման վրա, որոնք թույլ են տալիս սուլֆիդային հումքից արդյունավետորեն կորզել ոչ միայն հիմնական մետաղը, այլև մյուս արժեքավոր բաղադրիչները, այդ թվում՝ երկաթը:

Փորձարկման մեթոդները: Խալկոպիրիտային հանքաքարերի արդյունահանման և խտանյութերի վերամշակման տարբեր փուլերում սուլֆիդահանքային երկա-

թի կորուստների ուսումնասիրությունը կատարվել է՝ հիմնվելով պղնձածուլական բնագավառի՝ գրականությունից հայտնի արդյունաբերական ցուցանիշների տվյալների վրա [1, 2]: Խալկոպիրիտային խտանյութերի հալման գործընթացում տեղի ունեցող փոխազդեցությունների տեսական և թերմոդինամիկական վերլուծությունը կատարվել է ավանդական մեթոդներով՝ ստանդարտ թերմոդինամիկական տվյալների [3] օգտագործմամբ:

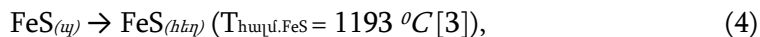
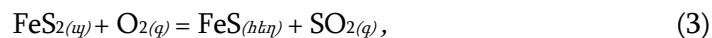
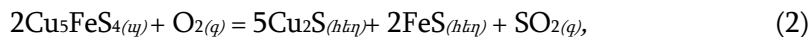
Հետազոտությունների արդյունքների քննարկումը: Խալկոպիրիտը՝ CuFeS_2 (34,62 % Cu, 30,43 % Fe պարունակությամբ), բորնիտը՝ Cu_5FeS_4 (63,34 % Cu, 11,13 % Fe), պիրիտը՝ FeS_2 (46,55 % Fe) և պիրոտինը՝ FeS (63,52 % Fe) երկրակեղևում պղնձի և երկաթի առավել հաճախ հանդիպող սուլֆիդային միներալներն են: Հանքային մարմիններում այդ միներալները մեծ մասամբ միավորված են բլոկներում և երակային ապարներում՝ ձևավորելով արդյունաբերական նշանակության Cu-Fe-S հանքաքարեր: Դրանց հաճախ ուղեկցում է պղնձի մեկ այլ միներալ՝ խալկոզինը (Cu_2S): Սովորաբար խալկոպիրիտի և խալկոզինի կոնցենտրացիաները հանքային մարմնում շատ փոքր են: Դասական խալկոպիրիտային հանքաքարերը պարունակում են 0,5%-ից (որոնք արդյունահանվում են բացահանքի ձևով ստորգետնյա մեթոդով) մինչև 1 կամ 2 % Cu: Սակայն երկաթի պարունակությունը սուլֆիդապղնձային հանքաքարերում գրեթե տասն անգամ մեծ է (8...9 %), քան պղնձինը (0,6...1,3 %): Այդպիսին են նաև ներկայում արդյունահանվող հանքաքարերը տեղական (Քաջարանի, Ագարակի ու Թեղուտի պղնձամոլիբդենային և Շամլուղի պղնձային) հանքավայրերում: Երկաթի կոնցենտրացիան պղնձակոլչեղանային հանքաքարերում էլ ավելի մեծ է:

Ավանդաբար պղնձի կորզումը խալկոպիրիտային հանքաքարերից սկսվում է բարձրորակ խտանյութերի (28...30 % Cu) արտադրման գործընթացով, որն իրականացվում է սովորական փրփրաֆլոտացման մեթոդով: Ընդ որում, հանքաքարի ֆլոտացիոն հարստացմամբ խտանյութում կուտակվում է հիմնականում խալկոպիրիտը (CuFeS_2)՝ սուլֆիդային պղնձի գլխավոր աղբյուրը (երբեմն նաև Cu-S համակարգի այլ միներալների հետ), իսկ սուլֆիդային երկաթի ամենակարևոր աղբյուր հանդիսացող պիրիտը (FeS_2), ինչպես նաև պիրոտինը (FeS), գրեթե ամբողջությամբ, դատարկ ապարների հետ միասին, տարբեր տեսակի ազդանյութերով հեռացվում են հանքաքարից և նետվում պոչամբարներ: Այդ պատճառով արտադրական Cu-Fe-S խտանյութերը, որպես կանոն, պարունակում են միայն 2...5 % FeS_2 (ինչը, պարզապես, հնարավոր չէ դեպրեսիայի ենթարկել ֆլոտացման գործընթացում): Արդյունքում՝ տեխնոլոգիական ցիկլի այդ փուլում կորչում է սուլֆիդային երկաթի մինչև 80 %-ը: Հաշվի առնելով պիրոմետալուրգիական մեթոդով պղնձի արտադրության ընդհանուր ծավալները (որը ներկա դրությամբ կազմում է ավել քան 20 մլն տոննա [1]), սուլֆիդահանքային երկաթի տարեկան կորուստը միայն պղնձային հանքաքարի ֆլոտացման գործընթացում կարող է հասնել մինչև 160 մլն տոննայի:

Պղնձի արտադրության ավանդական *պիրումետալուրգիական ցիկլի առաջին փուլում* խալկոպիրիտային խտանյութը հալում են մոտ 1250 °C ջերմաստիճանում, օգտագործելով հիմնականում Outokumpu ֆիրմայի արտադրված կոնստրուկցիայի վառարաններ՝ 1000-ից մինչև 3000 տ/օր արտադրողականությամբ: Խտանյութում պարունակվող երկաթի և ծծմբի օքսիդացմամբ ստանում են պղնձով հարուստ (միջին հաշվով 50...70 % Cu) հեղուկ սուլֆիդային Cu₂S-FeS համաձուլվածք («շտեյն»): Հալման ժամանակ, սովորաբար, որպես օքսիդիչ է օգտագործվում թթվածնով հարստացված օդը, իսկ որպես ֆլյուս՝ սիլիցիումի երկօքսիդը (SiO₂): Ընդ որում, խտանյութը, քվարցային ֆլյուսը և օքսիդիչը վառարան են մատուցվում՝ նախապես տաքացված մինչև 30 °C:

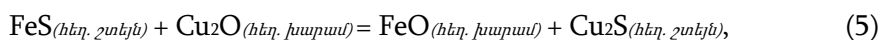
Համաձայն ժամանակակից պատկերացումների [2], պինդ վիճակում CuFeS₂, Cu₅FeS₄, FeS₂, ինչպես նաև FeS և այլ միներալների պարունակությամբ խալկոպիրիտային խտանյութի հալման փուլում տեղի ունեցող հիմնական փոխազդեցություններն են.

1) *Շտեյնագոյացման ռեակցիաները՝*



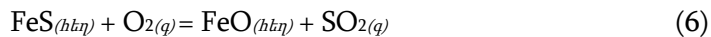
որոնց հետևանքով խալկոպիրիտային պղինձը և երկաթն ամբողջովին, պիրիտային և պիրոտինային երկաթի հետ միասին, անցնում են շտեյնի մեջ (Cu-Fe-S հեղուկ ֆազ, մոտ 1250 °C ջերմաստիճանով):

2) *Խարամագոյացման ռեակցիաները*, որոնց թերմոդինամիկական հիմնավորվածությունը պայմանավորված է, նախ և առաջ, երկաթի սուլֆիդի և պղնձի մոնօքսիդի միջև իոնափոխանակման ռեակցիայի հավասարակշռությամբ՝

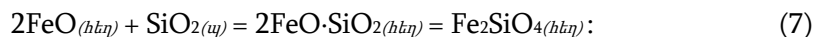


$$\Delta G^0 = -146,54 - 0,019 \cdot T, \text{ կՋ} \cdot \text{մոլ}^{-1} \cdot \text{K}^{-1},$$

որի K_{հալմ}-ի արժեքը (K_{հալմ} = exp(-ΔG⁰/RT) = (aCu₂S · aFeO) / (aCu₂O · aFeS)) 1200 °C-ում մոտավորապես 10⁴ է [4]: Այդ դեպքում, թույլ տալով, որ հալույթում պղնձի և երկաթի սուլֆիդներն ունենան միատեսակ ակտիվություն, այսինքն՝ aCu₂S/aFeS = 1, ստացվում է FeO-ի և Cu₂O-ի ակտիվությունների թվային արժեքները՝ aFeO ≈ 0,3; aCu₂O ≈ 3·10⁻⁵: Դա նշանակում է, որ FeS-ը կարող է օքսիդանալ (զոյացնելով FeO) ավելի շուտ, քան Cu₂S-ը (Cu₂O-ի առաջացմամբ): Հետևապես, դիտարկվող ենթափուլում գերակայող են FeS_(h\text{եղ})-ի օքսիդացման (օդամղման թթվածնով) ռեակցիան՝



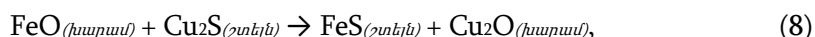
և դրա հետևանքով գոյացող հեղուկ վուլթիտի ու պինդ ֆլյուսի միջև ընթացող հետերոգեն փոխազդեցությունը՝ հեղուկ ֆայալիտային խարամի գոյացմամբ.



Ընդ որում, վուլթիտը (FeO) հեղուկ վիճակում է գոյանում, չնայած որ նրա հալման ջերմաստիճանը ($T_{\text{հալմ. FeO}} \approx 1360^\circ\text{C}$ [3]) նշանակալիորեն բարձր է շտեյնի ջերմաստիճանից: Դա բացատրվում է նրանով, որ վերջինս անմիջապես աբսորբում (կլանում) է վուլթիտի մոլեկուլները՝ դրանց առաջացման պահին: Դա նպաստում է նաև ֆայալիտի գոյացմանը հեղուկ ֆազում ($T_{\text{հալմ. ֆայալ}} = 1205^\circ\text{C}$ [5]):

(1), (2), (3) և (6) ռեակցիաները էկզոթերմիկ բնույթի են, որի շնորհիվ հեղուկ զանգվածի ջերմաստիճանը մշտապես պահպանում է $1220 \dots 1250^\circ\text{C}$ մակարդակը:

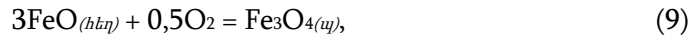
Շատ կարևոր է, որ խտանյութի հալման գործընթացը չընթանա երկաթի և ծծմբի ամբողջական օքսիդացմամբ, քանի որ դա կհանգեցնի պղնձի մեծ կորստի խարամի միջոցով (Cu_2O -ի տեսքով): Նման դեպքում շտեյնում պարունակվող հեղուկ FeS -ը գործնականորեն ոչ ամբողջությամբ է փոխազդում (6) ռեակցիայով, հետևապես՝ հալման փուլում խարամ չի փոխանցում ամբողջ սուլֆիդային երկաթը: Այդ պատճառով արտադրական (կոնվերտացման համար պատրաստ) շտեյները սովորաբար պարունակում են առնվազն 6-ից մինչև 44 % FeS և համապատասխանաբար՝ 56-ից մինչև 94 % Cu_2S (45...75 % Cu): Շտեյնում Cu_2S -ի կոնցենտրացիան այդ սահմանից ավելի բարձր անթույլատրելի է, քանի որ նրա ակտիվության կտրուկ մեծացումը կհանգեցնի (5) ռեակցիայի ուղղության փոփոխությանը՝ աջից դեպի ձախ, որի հետևանքով կբարձրանա պղնձի պարունակությունը խարամում (Cu_2O -ի տեսքով): Այս երևույթի մյուս համարժեք բացատրությունն այն է, որ եթե FeO -ի ակտիվությունը խարամում չափազանց մեծ է, իսկ FeS -ի ակտիվությունը շտեյնում՝ փոքր, ապա FeO -ն կփոխազդի շտեյնում առկա պղնձի մոնոսուլֆիդի հետ ըստ հետևյալ ռեակցիայի՝



անցանկալիորեն պղնձով հարստացնելով խարամը:

Չնայած նրան, որ (7) ռեակցիան թերմոդինամիկորեն առանձնապես նպաստալից չէ (1200°C -ում նրա $K_{\text{հալ.}} = 10^4$), այնուամենայնիվ, տեղի է ունենում, երբ խտանյութում չափազանց բարձր է օքսիդացված երկաթի քանակությունը (Fe_2O_3 -ի կամ Fe_3O_4 -ի տեսքով):

Մյուս կողմից, երբ FeO -ի ակտիվությունը խարամում շատ մեծ է, այդ պատճառով այն փոխազդում է թթվածնի հետ՝ գոյացնելով պինդ մագնեթիտ ($T_{\text{բայթ.}} \approx 1540^\circ\text{C}$ [3])՝



ինչը նույնպես անցանկալի է: Որպես հետևություն՝ շատ կարևոր է FeO-ի ակտիվության փոքրացումը խարամում, որը ձեռք է բերվում SiO₂-ի լրացուցիչ քանակ ներմուծելով: Ֆլյուսի չափից դուրս հավելումն էլ ցանկալի չէ, քանի որ այդ դեպքում մեծանում է հեղուկ խարամի մածուցիկությունը, ինչը խանգարում է նրա անջատմանը շտեյնից և դժվարացնում բեռնաթափումը վառարանից:

Արտադրական տվյալներով՝ հալման պրոցեսի խարամների հիմնական բաղադրիչներն են FeO-ն (25...45 %) և SiO₂-ը (45...30 %): Քիմիական կազմով դրանք համապատասխանում են mFeO:nSiO₂ ընդհանուր բանաձևին: Նրանցում Fe/SiO₂ հարաբերությունը (զանգվածային) տատանվում է 1,12...1,43 սահմաններում: Առկա են նաև լուծված ծծումբ (<1 %) և պղինձ (0,5...0,8 %):

Վառարանի վաննայում գոյացած հեղուկ խարամը կլանում է խտանյութում առկա դատարկ ապարները (Al₂O₃, CaO, MgO, SiO₂ և այլ խառնուրդներ): Արդյունքում՝ ստացվում է հալված երկաթ-սիլիցիումային խարամ, որն այնուհետ վերամշակվում է, որպեսզի նրանից կորզվի մնացորդային պղինձը:

Հալված զանգվածի վերին հորիզոններում կուտակված խարամի հեռացումից հետո շտեյնը դատարկվում է կովշերի մեջ և ուղարկվում կոնվերտերացման՝ մնացորդային երկաթի և ծծմբի վերջնական հեռացման նպատակով:

Կարելի է փաստել, որ շտեյնային հալման փուլում խարամացվում է խտանյութերում առկա երկաթի միջին հաշվով 1/2 - ը, ինչը կազմում է մոտ 20 մլն տ/տարի:

Վերլուծությունից հետևում է, որ սուլֆիդահանքային երկաթի կորուստը միայն հանքաքարի ֆլոտացման և ստացված խտանյութերի արտացոլիչ հալման գործընթացներում կազմում է (պղնձի 20 մլն տ արտադրողականության հաշվով) մոտ 180 մլն տ: Հայաստանի մասշտաբներով այդ ցուցանիշը ներկա դրությամբ մոտ 450 հազ. տ է, իսկ ոչ հեռու ապագայում այն կհասնի մինս 500...550 հազար տոննայի: Սակայն դրանից կարելի է խուսափել, եթե, նախ և առաջ, հանքաքարերի ֆլոտացումն իրականացվի միասնական Cu-Fe-S խտանյութերի ստացմամբ (առանց երկաթի սուլֆիդների դեպրեսման) [6, 7], և, երկրորդ, ստացված խտանյութերից ինչպես պղնձի, այնպես էլ երկաթի ու մյուս ուղեկից արժեքավոր տարրերի արդյունավետ կորզման համար կիրառվեն համալիր հիդրոմետալուրգիական տեխնոլոգիաներ, այդ թվում՝ “խտանյութի սուլֆատացնող բովում – սուլֆատային բովվածքի թույլ ծծմբաթթվային տարրալուծում – մետաղների հաջորդական-ընտրողական կորզում տարրալուծման մայրակ լուծույթից և սորախցուկներից” [8-15] կամ խտանյութի ուղղակի հիդրոքլորիդային տարրալուծման և հաջորդող ցեմենտացման ու վերականգնման մեթոդներով մետաղների կորզման եղանակները [16-18]:

Եզրակացություններ.

1. Պղնձի հետ միասին արդյունահանվող սուլֆիդահանքային երկաթի (տարեկան մոտ 200 մլն տ) մոտ 80 %-ը կորչում է խալկոպիրիտային հանքաքարերի ֆլոտացիոն հարստացման փուլում, ևս 10 %-ը հեռացվում է խտանյութերի հալման ժամանակ (խարամացման ճանապարհով), այդպիսով դրա ընդհանուր կորուստը նշված երկու գործընթացներում հասնում է տարեկան 180 մլն տոննայի: Այդ հաշվով Հայաստանում ներկա դրությամբ ավելի քան 400 հազար տոննա երկաթ է կորչում:

2. Սուլֆիդահանքային երկաթի կորուստների ամբողջական կանխման համար հանձնարարվում է խալկոպիրիտային հանքաքարերի ֆլոտացիոն հարստացումն իրականացնել միասնական պղինձ-երկաթ-սուլֆիդային խտանյութերի ստացմամբ, իսկ այդ խտանյութերից ինչպես պղնձի, այնպես երկաթի կորզման համար պիրոմետալուրգիականի փոխարեն կիրառել համալիր հիդրոմետալուրգիական տեխնոլոգիաներ, որոնք թույլ են տալիս հանքային հումքից արդյունավետորեն կորզել ոչ միայն հիմնական մետաղները, այլև ուղեկից մյուս արժեքավոր տարրերը:

ԳՐԱԿԱՆՈՒԹՅԱՆ ՑԱՆԿ

1. **Schlesinger Mark E., King Matthew J., Sole Kathryn C., Davenport William G.** Extractive Metallurgy of Copper. Fifth Edition.-Amsterdam: Elsevier Ltd., 2011.- 456 p.
2. **Fundamentals of metallurgy** /Edited by Seshadri Seetharaman.- Woodhead Publishing Limited, Cambridge, England, 2005. 574 p.
3. **Рабинович В.А., Хавин З.Я.** Краткий химич. справочник.- Л.: Химия, 1991.-432 с.
4. **Biswas A.K. and Davenport W.G.** Extractive Metallurgy of Copper.-Oxford: Pergamon, 1976.- P. 81-82.
5. **Лысаков А.А., Рысс Г.М., Власова И.С.** Фазовые превращения при восстановлении шлака медной плавки продуктами газификации углеродистых восстановителей при температуре 1320 К// Вестник Южно-Уральского государственного университета. Серия: Metallurgy.- 2013.- Т. 13, № 1.- С. 24-28.
6. **Саргсян Л.Е., Оганесян А.М., Франгулян А.А.** Унифицированный флотационный цикл и реагентный режим для совместной флотации сульфидов железа и базовых цветных металлов //Сб. докладов XIII Междун. научн. конф. “Актуальные вопросы современной техники и технологии” (РФ, г. Липецк, 25 окт. 2013).- 2013.- С.115-118.
7. **Саргсян Л.Е., Оганесян А.М., Франгулян А.А.** Совместное извлечение сульфидных минералов железа и базовых цветных металлов в концентрате //Вестник Инженерной академии Армении.- 2014.- Т.11, №1.- С. 87-92.
8. **Саргсян Л.Е., Оганесян А.М.** Исследование обжига халькопиритового концентрата меди методом термогравиметрического и дифференциально-термического анализа // Metallургическая и горнорудная промышленность.- 2010.-№3. -С. 89-91.
9. **Sargsyan L.Ye., Hovhannisyan A.M.** Activated Sulfating Roasting of the Chalcopyrite Concentrate for Sulfuric-Acid Leaching // Russian Journal of Non-Ferrous Metals.- 2010. - Vol. 51, N⁰5. – P. 386-388.

10. **Саргсян Л.Е., Оганесян А.М., Франгулян А.А.** Обжиг железо-медь-сульфидных концентратов с целью извлечения металлов методами гидрометаллургии // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. -2014.-N 5.- С. 74-77.
11. **Саргсян Л.Е., Оганесян А.М.** Извлечение меди из сульфидно-медных концентратов эффективным гидрометаллургическим способом // *Вестник ГИУА. Серия “Металлургия, материаловедение, недропользование”*.- 2012.-Вып. 15, N 1.- С. 7-11.
12. **Саргсян Л.Е., Оганесян А.М., Франгулян А.А.** Кинетические и технологические особенности выщелачивания сульфатного огарка медно-колчеданного концентрата // *Металлургическая и горнорудная промышленность*.-2012.- N 3.- С. 68-70.
13. **Саргсян Л.Е., Оганесян А.М., Франгулян А.А.** Извлечение меди и железа из раствора выщелачивания сульфатного огарка медно-колчеданного концентрата // *Вестник ГИУА. Серия “Металлургия, материаловедение, недропользование”*.- 2012.-Вып. 15, N 2.- С. 9-18.
14. **Саргсян Л.Е., Оганесян А.М., Франгулян А.А.** Попутное извлечение железа в гидрометаллургическом цикле переработки пирит-халькопиритовых концентратов // *Сборник матер. XX Междунар. научно-прак. конференции “Наука и современность”*- 2013.- Новосибирск, 2013.-С. 157-162.
15. **Саргсян Л.Е., Оганесян А.М., Франгулян А.А.** О предпочтительности применения гидрометаллургического метода для извлечения железа из сульфидных концентратов цветных металлов // *Вестник Инженерной академии Армении: Сборник научно-технических статей*.-2014.- Том 11, N 3.- С. 562-566.
16. **Хювяриен О.** Процесс “Outokumpu Hydro CopperTM”. Оригинальная концепция получения меди // *Цветные металлы*.- 2003.- № 12.- С. 36-40.
17. ՀՀ Արտոնագիր № 2046 А2: Պղնձի ստացման եղանակ / **Լ.Ե. Սարգսյան, Ա.Մ. Հովհաննիսյան, Վ.Ա. Շահնազարյան, Վ.Ա. Ախպերջանյան**.- Երևան, 06.06.2007:
18. ՀՀ Արտոնագիր № 2351 А: Պղնձի ստացման եղանակ / **Լ.Ե. Սարգսյան, Ա.Մ. Հովհաննիսյան, Վ.Ա. Շահնազարյան**.- Երևան, 25.02.2010:

Հայաստանի ազգային պոլիտեխնիկական համալսարան: Նյութը ներկայացվել է խմբագրություն 09.02.2014:

Л.Е. САРГСЯН, А.М. ОГАНЕСЯН, А.А. ФРАНГУЛЯН

**ПОТЕРИ ЖЕЛЕЗА В ПРОЦЕССАХ ФЛОТАЦИИ ХАЛЬКОПИРИТОВЫХ РУД
И ПЛАВКИ КОНЦЕНТРАТОВ НА ШТЕЙН**

Основываясь на производственных данных по флотационному обогащению медь-сульфидных руд и пирометаллургической переработке их концентратов, а также теоретически и термодинамически анализируя реакции, происходящие при плавке халькопиритовых концентратов на штейн, конвертировании штейна и огневом рафинировании черновой меди, установлены основные потери сульфидно-рудного железа на различных стадиях технологического цикла. Показано, что 80% железа от его общего содержания в рудах принудительно теряется на стадии халькопиритовой флотации путем депрессивного удаления пирита и пиротина, получая концентрат с их минимальным содержанием. Остальные 20% неизбежно теряются путем его оксидации и шлакования в производственном цикле “плавка концентрата – конвертирование штейна – огневое рафинирование меди”. Рекомендованы технологические направления для предотвращения потерь сульфидно-рудного железа и рационального использования ископаемого.

Ключевые слова: сульфидно-рудное железо, флотация, халькопиритовый концентрат, плавка на штейн, конвертирование, огневое рафинирование, гидрометаллургия.

L.YE. SARGSYAN, A.M. HOVHANNISYAN, A.A. FRANGULYAN

**IRON LOSSES IN THE PROCESSES OF CHALCOPYRITE ORE
FLOTATION AND SMELTING OF CONCENTRATES ON THE MATTE**

Based on the production data on flotation processing of copper-sulfide ores and pyrometallurgical treatment of their concentrates, as well as theoretically and thermodynamically analyzing the reactions occurring at smelting chalcopirite concentrates on matte, matte converting and fire refining of blister copper, the major losses of sulphidic ore-iron at various stages of the production cycle are determined. It is shown that 80% of the total content of iron present in ores is compulsorily lost at the chalcopirite flotation stage through the depressive removal of pyrite and pyrrhotite obtaining a concentrate with their minimum content. The remaining 20% is unavoidably lost through its oxidation and slagging in the production cycle <smelting concentrate - matte converting - fire refining of copper>. Technological directions for preventing the losses of sulphidic ore-iron and the effective use of this mineral resource are recommended.

Keywords: sulphidic ore-iron, flotation, chalcopirite concentrate, smelting on matte, converting, fire refining, hydrometallurgy.