

Материалы

**Международной научно-практической конференции
«Инновации и комплексная переработка минерального сырья –
актуальные составляющие диверсификации экономики»,
посвященной
30-летию Национального центра по комплексной переработке
минерального сырья Республики Казахстан**

1 ТОМ

Алматы, 2023

УДК 338.45
ББК 65.304.11
И66

*Рекомендовано к изданию Ученым советом
РГП «Национальный центр по комплексной переработке
минерального сырья Республики Казахстан»*

Ответственные редакторы:

*академик, д.т.н. А.А. Жарменов
академик, д.т.н. А.Ж. Терликбаева
профессор, д.т.н. С.В. Ефремова*

ISBN 978-601-08-3538-2
ISBN 978-601-08-3539-9

под редакцией академика, д.т.н. А.А. Жарменова, академика, д.т.н. А.Ж. Терликбаевой, профессора, д.т.н. С.В. Ефремовой
Материалы Международной научно-практической конференции «Инновации и комплексная переработка минерального сырья – актуальные составляющие диверсификации экономики», посвященной 30-летию Национального центра по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан

ISBN 978-601-08-3538-2
ISBN 978-601-08-3539-9

1 Том Сборника содержит Материалы 1-3 секций Международной научно-практической конференции «**Инновации и комплексная переработка минерального сырья – актуальные составляющие диверсификации экономики**», посвященной 30-летию Национального центра по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан. Представлены концептуальные вопросы комплексной переработки минерального сырья в свете современных приоритетов научно-технологической политики государства, призванные обеспечить модернизацию национальной экономики.

УДК 338.45
ББК 65.304.11
И66

ISBN 978-601-08-3538-2
ISBN 978-601-08-3539-9

© РГП «НЦ КПМС РК», 2023

СОДЕРЖАНИЕ

Секция 1. Коммерциализация результатов научно-технической деятельности – приоритет Нового Казахстана	8
Монғолиядағы сирек жер элементтерінің қазіргі жағдайы <i>Батцэнгэл Баатар, Хаумдас Ашим, Баярдулам Жамьянсүрэн</i>	9
Smelting of high-carbon ferrochrome using pre-reduced chromium raw materials <i>Saulebek Zh.K., Makhambetov Ye.N., Toleukadyr R.T., Gabdullin S.T., Shabanov Ye.Zh.</i>	11
Selection of optimal modifiers to increase the mechanical property of steel parts of the 110G13L brand <i>Turakhodjaev N.D., Tadjiev N.K., Chorshanbiev Sh.M.</i>	13
Производство и опыт промышленного применения борбариевого модификатора <i>Акбердин А.А., Ким А.С., Султангазиев Р.Б., Аубакиров Д.Р.</i>	15
Минеральное сырьё в сварочных флюсах. От импортозамещения к импортоопережению <i>Байдимиров М.А.</i>	17
Создание эффективных и безопасных систем разработки бедных и рядовых руд в крутопадающих залежах средней и малой мощности <i>Буктуков Н.С., Волков А.П., Шабельников Е.А.</i>	19
Комплексный подход к созданию высоколиквидной титансодержащей продукции из отечественных ильменитовых концентратов <i>Воробкало Н.Р., Байсанов А.С., Махамбетов Е.Н., Мусин А.М.</i>	21
Разработка технологии переработки железо-марганцевых руд Казахстана с получением марганецсодержащей металлопродукции <i>Габдуллин С.Т., Лу Н.Ю., Жинова Е.В.</i>	23
Об использовании отхода переработки нефти в синтезе реагента, применяемого при обогащении окисленных медных руд <i>Гизатуллина Д.Р., Каткеева Г.Л., Акубаева М.А., Туребекова К.С.</i>	25
Районирование карьерных и шахтных полей по категориям буримости и взрываемости, с целью сокращения затрат на БВР в размере 20% и выше <i>Игизбаев К.Б., Игизбаев Р.К., Игизбаев М.К.</i>	27
Прогнозирование и превенция гомогенных и/или гетерогенных геомеханических катастроф в угольных шахтах, с целью повышения безопасности ведения горных работ и снижения проектных и эксплуатационных потерь угля <i>Игизбаев Р.К., Игизбаев М.К., Игизбаев К.Б.</i>	29
Безотвальная технология переработки мышьяксодержащих отвалов комбината «Тувакобальт» <i>Копылов Н.И., Молдурушку М.О.</i>	31
Технология переработки высокотитанистых титаномagnetитов <i>Найманбаев М.А., Терехов С.А.</i>	33
Результаты коммерциализации научных разработок АФ РГП «НЦ КПМС РК» за период 2013-2023 гг. <i>Сатбаев Б.Н., Шалабаев Р.Т., Сатбаев А.Б., Жарменов А.А.</i>	36
Участие ВНИИцветмета в развитии гидрометаллургической технологии переработки окисленных и смешанных медных руд месторождений Республики Казахстан <i>Сизикова Н.В., Кушакова Л.Б.</i>	42

Кремнеуглеродный композит: от лабораторных испытаний к производству <i>Сухарников Ю.И., Ефремова С.В., Джусупов С.А., Ермишин С.В., Кабланбеков А.А., Жарменов А.А.</i>	45
Использование растительного сырья в угольной энергетике – путь снижения выбросов парниковых газов <i>Хен В.А.</i>	47
Секция 2. Индустрия 4.0 в минерально-сырьевом комплексе	49
Теоретические и инженерные решения по применению специальных сплавов при разработке управляемых механизмов <i>Ахмедов А.Х.</i>	50
Создание системы высокоточного позиционирования для условий открытой разработки месторождений <i>Балтиева А.А., Шамганова Л.С., Самсоненко А.И.</i>	52
Обзорно-аналитический анализ подземной отработки запасов руд Восточного участка месторождения «Акжал» в условиях сложной морфологии <i>Бекбергенов Д.К., Джангулова Г.К., Бектур Б.К.</i>	55
Цифровые технологии в управлении электромагнитным молотом <i>Васин К.А.</i>	58
Методы и подходы изыскания резервов повышения эффективности использования основного горнотранспортного оборудования на открытых разработках <i>Галиев С.Ж., Галиев Д.А., Аксаналиев Н.Е., Текенова А.Т.</i>	60
Управления адаптацией технологической и технической подсистем горнотехнической системы в динамике развития горных работ <i>Глебов А.В.</i>	63
Математическое моделирование составов комплексных ферросплавов <i>Ерекеева Г.С., Толоконникова В.В., Нарикбаева Г.И., Корсукова И.Я.</i>	65
Вклад института «ВНИИцветмет» в метрологическое обеспечение аналитического контроля и стандартизацию продукции цветной металлургии <i>Казначеева А.М., Ямщикова Л.Н.</i>	67
Перспективы математического моделирования технологических процессов <i>Каримов К.А., Тураходжаев Н.Д., Ахмедов А.Х., Шахобутдинов Р.Э., Носиров Т.</i>	69
Математическое моделирование процессов калибровки валков шаропрокатного стана <i>Каримов К.А., Тураходжаев Н.Д., Шахобутдинов Р.Э., Носиров Т.Н.</i>	72
Цифровизация основа развития горнодобывающей промышленности <i>Кожогулов К.Ч., Абдиев А.А., Абдиев А.Р.</i>	75
Разработка температурной зависимости давления пара для кальция на основе концепции хаотизированных частиц <i>Макашева А.М., Калиева Д.Ж.</i>	77
Оптимизация извлечения кремния из руды Шалкия в присутствии углерода и железа <i>Маханбетова Б.А., Шевко В.М., Айткулов Д.К.</i>	80
Компьютерное моделирование фазовых процессов в алюминиевой матрице <i>Толеуова А.Р., Андреещенко В.А.</i>	82

Секция 3. Новые технологии добычи и переработки минерального сырья	84
Еліміздің энергетикалық саласын дамыту мақсатында уран кен орындарын игеру <i>Орынғожин Е.С., Орынғожа Е.Е., Әлішева Ж.Н., Жанғалиева М.</i>	85
Темір кенін күкіртсіздендіру үрдісінің тиімділігін арттыру бойынша зерттеулер жүргізу <i>Сағатбеков Ж.С., Макашева А.М., Атахан М.М.</i>	88
Technology for obtaining silicon carbide from the dust of gas cleaners produced by high-silicon grades of ferroalloys <i>Burumbayev A., Makhambetov Ye., Kabytkanov S., Kelamanov B.</i>	90
Research of obtaining a chromo-manganese ligature using a complex silicon-aluminum reducing agent <i>Kabytkanov S.K., Abdulina S.A., Makhambetov Ye.N., Gorban E.E., Burumbayev A.G.</i>	92
Analysis of phase equilibria in the Cr-Mn-Si-Fe metal system at standard temperature by thermodynamic diagram method <i>Makhambetov Ye., Zhakan A., Gabdullin S.</i>	94
New in the production of refractories <i>Satbaev B., Yefremova S., Shalabaev N., Satbaev S., Yermishin S., Kablanbekov A., Zharmenov A.</i>	96
Application of slag separated from non-ferrous metals <i>Tashbulatov Sh., Turakhodjaev N., Tursunbaev S.</i>	98
Impact viscosity gain analysis of stainless steels <i>To`raxodjayev N.J., Jo`raev J.M.</i>	100
Technology of alloying aluminum alloys with germanium element <i>Tursunbaev S., Turakhodjaev N., Mardanokulov Sh.</i>	102
Переработка шлаков медеплавильного производства с получением пропантов <i>Адилов Г.А., Поволоцкий А.Д., Роцин В.Е.</i>	104
Современный метод синтеза металлокерамических материалов системы Al-Fe-Si <i>Андреященко В.А., Толеуова А.Р.</i>	107
Термодинамическое обоснование получения низкоуглеродистого ферромарганца из пылей Fe-Si-Mn <i>Бадикова А.Д., Шевко В.М., Адам Т.И.</i>	110
Методы подготовки руды к выщелачиванию <i>Бектибаев У.А.</i>	113
Восстановление металлов из оксидов твердым углеродом через непроницаемую для атомов и молекул твёрдую мембрану <i>Бильгенов А., Гамов П.А., Роцин В.Е.</i>	115
Определение термодинамических свойств синтетических гидроксосульфатов меди <i>Гоголь Д.Б., Садырбеков Д.Т., Дюсембаева Л.Ф., Земский О.И., Макашева А.М.</i>	117
Использование технологий жесткой экструзии для окускования пыли дугового сталеплавильного производства <i>Григорьев Е.В., Капелюшин Ю.Е.</i>	120
Биологическая рекультивация пылящих объектов горно-обогатительного производства <i>Жалгасулы Н.</i>	123

Прогнозирование и превенция геомеханических катастроф в очистных пространствах шахтных полей, с целью повышения безопасности ведения горных работ и снижения проектных и эксплуатационных потерь полезных ископаемых <i>Игизбаев К.Б., Игизбаев Р.К., Игизбаев М.К.</i>	125
Прогнозирование и превенция геомеханических катастроф в выработанных пространствах карьерных полей, с целью повышения безопасности ведения горных работ и снижения проектных и эксплуатационных потерь полезных ископаемых <i>Игизбаев К.Б., Игизбаев Р.К., Игизбаев М.К.</i>	127
Рискообразующие факторы при добыче полезных ископаемых <i>Исмаилова А.А.</i>	129
Различные методы извлечения золота из сульфидных продуктов <i>Каналы Е.</i>	131
Совершенствование технологии окускования тугоплавких хромитовых руд Казахстана <i>Ким А.С., Акбердин А.А., Султангазиев Р.Б., Орлов А.С., Сулейменов А.Б.</i>	133
Диаграммы состояния систем, как метод исследования процессов переработки металлургического сырья <i>Копылов Н.И., Касенов Б.К.</i>	135
Восстановление компонентов марганцевых руд различных месторождений водородом с целью получения высокомарганцевого шлака <i>Косдаулетов Н.Ы., Роцин В.Е.</i>	137
Повышение технологических показателей разработанной селективной схемы обогащения сульфидной руды месторождения «Гагаринское» <i>Ли Э.М., Шалгымбаев С.Т., Соболев С.В., Смайлова А.Б.</i>	140
Изоморфизм при модификации вероятностной модели измельчения <i>Малышев В.П., Макашева А.М.</i>	142
Определение геолого-химического состава почвогрунтов гористой местности в условиях неоднородной освещенности <i>Метакса Г.П., Бектибаев У.А., Жалгасулы Н., Исмаилова А.А., Метакса А.С.</i>	144
Сорбционные материалы на основе комбинирования цеолита и диатомита в решении проблем водоподготовки <i>Мырзалиева С.К., Багашарова Ж.Т., Акильбекова Ш.К., Исагалиев Х.Г.</i>	146
Оценка эффективности природных минералов для сбора нефтепродуктов с поверхности водоёмов <i>Мырзалиева С.К., Багашарова Ж.Т., Акильбекова Ш.К., Серикбаев П.К.</i>	148
Формирование дисперсной молибден-вольфрамовой фазы осаждением из растворов <i>Осипов П.А., Шаяхметова Р.А., Сагындыков А.Б.</i>	150
Фундаментальные особенности водородного восстановления металлов и целесообразность использования водорода на современном этапе <i>Роцин В.Е., Смирнов К.И., Гамов П.А., Роцин А.В.</i>	153
Сравнение характера выделения частиц металлической фазы при восстановлении железа из ильменита углеродом или водородом <i>Смирнов К.И., Гамов П.А.</i>	156
Селективное извлечение железа из высокофосфористой оолитовой руды <i>Сулеймен Б., Салихов С.П., Роцин В.Е.</i>	159

Выплавка ферросилиция и получение карбида кальция из смеси фосфорита и шлака фосфорного производства <i>Тулеев М.А., Шевко В.М., Бадикова А.Д.</i>	162
Концентрирование редкоземельных металлов в растворах подземного выщелачивания урана способом нанофильтрации <i>Тюлюбаев З.М., Лексин А.М., Мырзакулов Н.Д., Карпенко В.Ю., Елемесов Т.Б., Леонова Л.А.</i>	165
Интенсификация методов цианидного выщелачивания в золотодобывающей промышленности <i>Хумарбекұлы Е.</i>	167

Секция 1

**Коммерциализация результатов
научно-технической
деятельности – приоритет
Нового Казахстана**

Монғолиядағы сирек жер элементтерінің қазіргі жағдайы

Батцэнгэл Баатар, Хаумдас Ашим, Баярдулам Жамьянсурэн
(Моңғол-Германияның біріккен қазба байлық, технология университеті,
Ұлан-Батыр қаласы, Монғолия)

Соңғы жылдары сирек жер металдарына әлемдік сұраныс тұрақты өсуде. Дамыған елдердің өнеркәсіптік ілгерілеуімен, әсіресе жоғары технологиялы өндірістердің дамуымен маңызды шикізат болып табылатын стратегиялық металдарға сұраныс та артып келеді.

Әлемдік стратегиялық металдар мен шикізат ресурстарына ие емес дамыған және жоғары технологиялы елдер стратегиялық металл ресурстарын құрудың, басқа елдермен ынтымақтасудың және оларға инвестиция салудың құқықтық негіздерін айқындайтын стратегиялық саясатты әзірлеп, жүзеге асыруда.

Жапония, Германия, Америка Құрама Штаттары және Еуропалық Одақ сияқты дамыған елдер сирек кездесетін металдардың жеткізілуін қамтамасыз етуге мүдделі және бұл елдердің зерттеушілері мен саясаткерлері бұл салада инновациялық қадамдар жасау керек деген қорытындыға келген.

Дегенмен, бұл элементтер аз елдерде ғана емес, олар одан да аз елдерде өндіріліп, өңделетіндіктен, олар стратегиялық металдар деп аталады және маңызды шикізат тізіміне енгізілген.

Стратегиялық металдардың тізімдері өнеркәсіптік сұранысқа, ұсыныс тәуекелдеріне және қорларына байланысты елдер бойынша сараланады.

Стратегиялық металдарды пайдаланудың күрт артуы жоғары технологиялық өндірістердің дамуымен, сондай-ақ жаһандық жылынуға байланысты жаңадан дамып келе жатқан экологиялық таза инженерлік-технологиялық сектордың бәсекелестігімен байланысты.

Монғолияда қазіргі таңда сирек жер кен орындарын пайдалануға арнайы лицензиясы бар 8 компания және барлауға арнайы лицензиясы бар 5 компания бар.

Моңғолияда сирек жер элементтерінің қоры 3 миллион тоннадан асатын 4 кен орны, 300-ге жуық минералдану нүктелері анықталған. Есепке алынған және пайдалануға дайын депозиттердің экономикалық айналымына назар аударып, жаңа кен орындарын ашу кезек күттірмейтін мәселе болып отыр.

Моңғолиядағы сирек жер металдарын зерттеудің қазіргі деңгейінде өндіру мен өндеуді қарастыру әлі ерте, атап айтқанда, минералдық ресурстарға кезең-кезеңімен зерттеулер жүргізу және қорытынды жасау, ресурстарды нақты анықтау және оларды халықаралық стандарттарға сәйкес растау және кен деңгейінде кешенді технологиялық зерттеулер жүргізу жеткіліксіз.

Сирек жер элементтерінің соңғы озық технологияларда кеңінен қолданылуына байланысты бүкіл әлемде сирек жер элементтеріне сұраныс артуда. Осыған байланысты зерттеушілер сирек жер элементтерін қайталама көздерден алудың орындылығын анықтауға назар аударды.

Моңғол-Германияның біріккен қазба байлық, технология Университеті «Эрдэнэс Моңғолия» жауапкершілігі шектеулі серіктестігінің Сирек жер элементтерін зерттеу бөлімімен сирек жер элементтерін қайталама көздерден алу жұмыстарын жүргізді.

Зерттеу мақсатында Моңғолияда жұмыс істеп тұрған 6 көмір шахтасының, 3 темір рудасының және 2 жылу электр станциясының күлінен барлығы 43 сынама алынды.

Жиналған үлгілерден сирек жер элементтерінің құрамын анықтады.

Талдау нәтижелері бойынша Ce, La, Nd және Y көмірлер мен көмір өнімдерінде., Ce, La, Nd Sc және Y темір кен орындарының бастапқы рудалары мен өнімдерінде сирек жер элементтері табылды.

Жылу электр станцияларының күлінде Nd, Y, Gd, La сияқты сирек жер элементтерінің мазмұны жоғары екенін анықталды.

Smelting of high-carbon ferrochrome using pre-reduced chromium raw materials

Saulebek Zh.K., Makhambetov Ye.N., Toleukadyr R.T., Gabdullin S.T., Shabanov Ye.Zh.
(Zh. Abishev Chemical-Metallurgical Institute, Karaganda, Kazakhstan)

In the conditions of the Chemical and Metallurgical Institute, a series of large-scale laboratory tests were carried out on the smelting of high-carbon ferrochrome using pre-reduced chromite raw materials.

The purpose of this test is to obtain data on the technological parameters of the smelting of high-carbon ferrochrome (FCh800-900) from pre-recovered raw materials with varying degrees of metallization.

Laboratory tests were carried out in an ore-thermal furnace with a transformer capacity of 200 kVA. The furnace transformer has four voltage stages: 18; 24; 36 and 48 V. The furnace is equipped with one electrode with a diameter of 150 mm located on top and one hearth electrode.

Chemical composition of the charge materials used:

- chrome ore fraction 0-10 mm: Cr_2O_3 – 51,5%; SiO_2 – 6,63%; CaO – 0,78%; MgO – 18%; FeO – 12,45%; Al_2O_3 – 7,7%; P – 0,00%; S – 0,027%;
- quartzite fr. 0-10 mm: SiO_2 – 96,45%, CaO – 0,33%, MgO – 0,40%, FeO – 0,94%, Al_2O_3 – 2,17%, S – 0,017%;
- pre-reduced chromite material with a low degree of metallization ($\approx 39.4\%$): Cr_2O_3 – 51,22%, SiO_2 – 8,20%, CaO – 0,19%, MgO – 20,31%, Al_2O_3 – 8,50%, FeO – 12,48%, C – 10,38%, Cr – 15,37%;
- pre-reduced chromite material with an average degree of metallization ($\approx 53.73\%$): Cr_2O_3 – 54,40%, SiO_2 – 8,22%, CaO – 0,19%, MgO – 19,98%, Al_2O_3 – 8,20%, FeO – 12,48%, C – 8,64%, Cr – 17,22%;
- pre-reduced chromite material with a high degree of metallization ($\approx 65.08\%$): Cr_2O_3 – 55,12, SiO_2 – 8,25, CaO – 0,13, MgO – 20,82, Al_2O_3 – 7,90, FeO – 12,32, C – 10,05, Cr – 22,28.
- technical composition of coke: C – 69,45%, W – 14,19%, A – 15,18%, V – 1,1%, S – 0,032%, P – 0,04%.

The duration of the pilot campaign was about 23.49 days with a 12-hour shift. A total of 291 heats were held.

Three variants of the experimental charge with a preconditioned material with different degrees of metallization and one basic composition of a charge with an unconverted ore were tested for comparison.

In general, the tests were divided into 5 periods according to the following sequence:

1 – base charge: chrome ore – 76.05%; coke – 16.35%; quartzite – 7.6%; 2 – pre-reduced charge with a low degree of metallization - 90.5%, coke – 3.2%, quartzite – 6.24%; 3 – pre-reduced charge with a high degree of metallization – 92.12%, coke – 0.75%, quartzite – 7.8%; 4 – base charge: chrome ore – 76.57%, coke - 16.73%, quartzite – 6.7%; 5 – pre-reduced charge with an average degree of metallization – 91.95%, coke – 1.56%, quartzite – 7.05%.

Based on the results of the tests carried out, the following conclusions can be drawn: The pilot tests carried out showed the possibility of obtaining carbonaceous ferrochrome of a brand that corresponds to FCh800 and FCh900 using pre-reduced chromite raw materials with various degrees of metallization in bulk as the starting material. The best technical and economic indicators for the extraction of chromium (≈ 83 -87%) and productivity were obtained using pre-recovered chromite raw materials with a high degree of metallization. The

use of pre-recovered chromite raw materials led to an increase in productivity by almost 1.5 times, as well as to an energy saving of 33.5% in the conditions of a 200 kVA ore-thermal furnace. The average chemical composition of the obtained alloys: Cr – 58-80%; Si – 1.6-9.2%; C – 4.1-10%; P – 0.01-0.03%; S – 0.01-0.05%.

References

- 1 Shotanov A.E., Roshchin A.V., Panfilov V.P., Nurgali N.Z., Dosekenov M.S. Preliminary recovery of chromite raw materials by the Hoganes method // Metallurgy. No. 8, 2022. pp. 10-17.
- 2 Shotanov A.E., Nurgali N.Z. Production of high-carbon ferrochrome from pre-recovered raw materials: XIII Open scientific-technical conf. Generation Kazchrome. Sat. doc. I t. Aktobe : Khabar-Service. 2021. pp. 51-60.

Selection of optimal modifiers to increase the mechanical property of steel parts of the 110G13L brand

Turakhodjaev N.D., Tadjiev N.K., Chorshanbiev Sh.M.
(Tashkent State Technical University, Tashkent, Uzbekistan)

In this thesis, the production of a high-quality, wear-resistant, high-strength grinding cone and various similar details and heavy industrial products, corresponding to World templates, to machine-building production enterprises, sets an important task for specialists and scientists in this field as improving existing technology and technology. It is as important in this area as the improvement of existing technology and technologies.

In this regard, special attention is paid to development in the scientific centers of developed countries, including Russia, Germany, the United States, England, Japan, China and other countries, in order to create competitive techniques and technologies in production. In particular, with the help of modifiers of different composition, they carry out a number of R & D work on obtaining quality castings from parts with high strength properties of steel and increasing the service life of mechanical engineering details made from them.

In the laboratory conditions of the Department of "Foundry technologies", Faculty of mechanics of Tashkent State Technical University, smelting of a modified steel alloy of the brand 110G13L was carried out in an induction (INDUCTION MELTING MACHINE, Model: BF-TB2) furnace.

During the study, 1 kg of 110G13L brand steel sheet was loaded into an induction furnace at 20 °S and liquefied at a temperature of 1250-1300 °S. Then a 0.2% amount of ferrovanadium-80 was loaded into liquid metal, and the temperature in the induction furnace rose to 1410 °S.

As a result of the research carried out in the induction furnace up to thermal processing with the addition of ferrovanadium-80 as a modifier in an amount of 0.2% to 110G13L branded steel, the following indicators were obtained: the average HB-223 on Brinell.

According to GOST 977-88, the hardness of 110G13L brand Steel is on average HB -180-229.

The chemical composition of the finished samples was determined on the "SPECTROLAB M9" equipment in the laboratory of the central repair mechanical plant.

The chemical composition of 110G13L brand steel according to GOST 977-88 is as follows;

Table 1

110G13L	C %	Si %	Mn %	Cr	Ni	Cu	S	P
				No more than 1%				
GOST 977-88	0,9-1,5	0,3-1,0	11,5-15,0	1,0	1,0	0,3	0,05	0,12

Results of the chemical composition obtained when 0.2% ferrovanadium-80 is added as a modifier to 110G13L branded steel.

Table 2

Mat erial	C	Si	Mn	Cr	P	S	Ni	Mo	Ti	Al	V	Cu	Fe
FeV -80	1,37	0,44	11,52	0,68	0,059	0,014	0,11	0,061	0,003	0,002	0,16	0,16	84,4

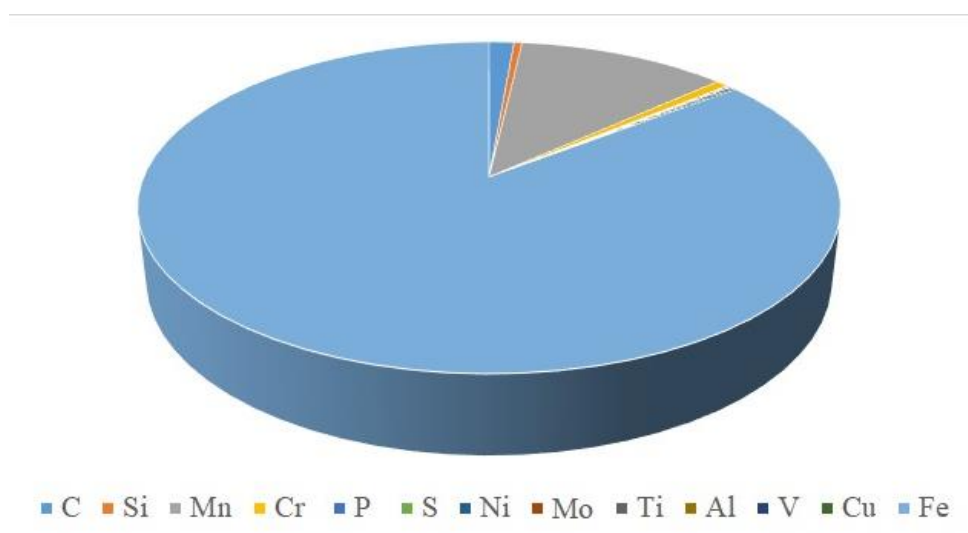


Figure 1 – The appearance of the chemical composition in the form of a diagram

The hardness of the finished samples was determined in the equipment "MET-D1" in the conditions of the central repair mechanical plant.

After heat (thermal) treatment in the Mufel furnace, the following results were obtained: the average HB-267 when the hardness was measured in terms of Brinell.

The "SNOL 7,2/1100" branded mufel furnace at the zinc plant was thermally processed.

As a result of theoretical and practical research on the topic of the development of highly resistant parts from the modified 110G13L brand steel and 300x28n2l alloy, the following recommendations were developed.

To obtain details with a high strength content, it is recommended to add ferrovanadium in an amount of 0.2% as a modifier to steel brand 110G13L.

Ferrovanadium-80 was added as a modifier to 110G13L-branded steel in an amount of 0.2% to HB -223, and HB-267 when heat treated.

Refesences

- 1 Rasulov C.A., Grachev V.A.. 2004. Foundry metallurgy. Tashkent "Teacher", 87-89, 95, 142 P.
- 2 Turakhodjaev N., Chorshanbiev Sh., Tadjiev N. 2023. Development of Machined Durable Parts of Modified 110G13L Brand Steel. Journal of Educational Discoveries and Lifelong Learning. Eurasian Scientific Herald. Eurasian Scientific Bulletin. ISSN (E): 2795 - 7365. 21-25
- 3 Turaxodjayev N. Chorshanbiyev Sh, Sadikova N. (2020). "Ways to increase the strength of shaftgear teeth working in a highly abrasive grinding environment ". Journal of critical reviews. Journal of Critical Review, No. 103, Section 4, Roosevelt Rd, Da'an District, Taipei City, Taiwan.. 904-907.
- 4 Tsurkan D.A. Increasing the structural strength of 110G13L steel and cast parts used in special machines by alloying Mo, Ni and modifying IT Polzunovskaya vestnik. 2012. 1/1.
- 5 Pokhodnya I.K., Turkevich V.Z.. 2013. Physical and technical problems of modern materials science. Kiev-Academic Periodics. 39. 55. 77.
- 6 Sargan D.A. 2012. Improving the advisory reliability of Stalin 110g1zl and latex parts used in a special machine by alloying mo, Ni and modification of it Polzunovskaya vestnik n 1/1.

- 7 Chorshanbiev Sh.. 2020. Collection of scientific works "Talented youth of New Uzbekistan", first book. "Development of the technology to increase the flexibility of shaft-gear teeth". "Educational Publishing House", Tashkent. Bit 8, 212-220.

Производство и опыт промышленного применения борбариевого модификатора

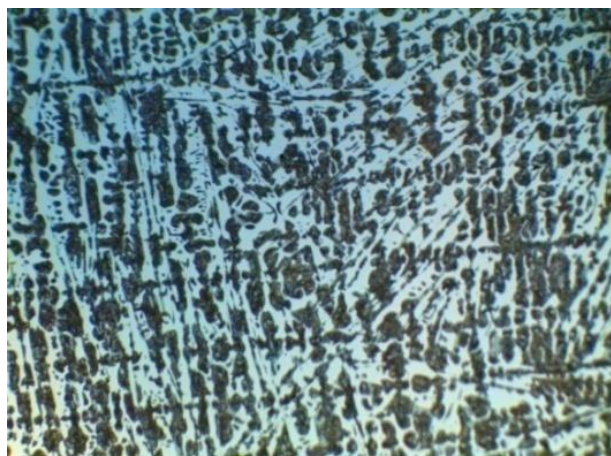
Акбердин А.А., Ким А.С., Султангазиев Р.Б., Аубакиров Д.Р.

(Филиал РГП «НЦ КПМС РК» «ХМИ им. Ж. Абишева», г. Караганда, Казахстан)

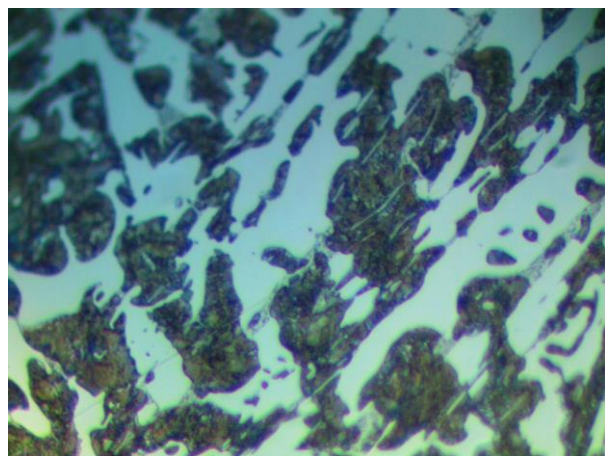
Барий является одним из самых эффективных модификаторов. Его присутствие в количестве 0,0005-0,001% существенно повышает эксплуатационные характеристики стали. Барий в железе практически не растворим, и для преодоления этой трудности технологический процесс организуют так, чтобы в ферросплаве образовывались растворимые в легируемом металле силициды бария ($BaSi$, $BaSi_2$). Для этого в шихту помимо баритовой руды и кокса загружают кварцит. Процесс был успешно реализован на Аксуском заводе ферросплавов с использованием собственных (Карагандинская область) баритовых руд, но объёмы продаж силикобария намного уступают таковым для традиционных ферросплавов. Связно это с высоким (60-65%) содержанием в нем кремния, недопустимым для выплавки массовой малокремнистой стали.

По Периодической системе элементов Менделеева кремний является перекрестным аналогом бора, и поэтому ожидалось существование соединения бария с бором. Бор по положительному эффекту влияния на качество чугуна, стали, алюминия при концентрациях 0,001-0,003% не уступает и даже превосходит барий. Исследования показали, что растворимым в металлах соединением бария и бора является гексаборид BaB_6 [1], на основании которого был создан новый борбариевый ферросплав [2]. С использованием баритовых и боратовых руд Казахстана его выплавляли в рудно-термической печи мощностью 250кВт. Он содержал (мас.%): 3,92Ba, 8,88B, 19,56Si, 1,87Ca, Fe(остальное).

Полученный ферросплав испытывали в литейном цехе №001 ТОО «QazCarbon» (г. Караганда). На этом предприятии изготавливают помольные шары из хромистого чугуна состава (мас.%): C – 3,0÷3,4; Si – 0,5÷0,9; Mn – 0,6÷1,0; Cr около 1,0; S до 0,03; P до 0,3. Они имеют поверхностную твердость HRC=49,5 и выдерживают 10 ударов копром до разрушения. Это низкие показатели. Для выяснения причин этого провели металлографические исследования (рисунок 1)



×200

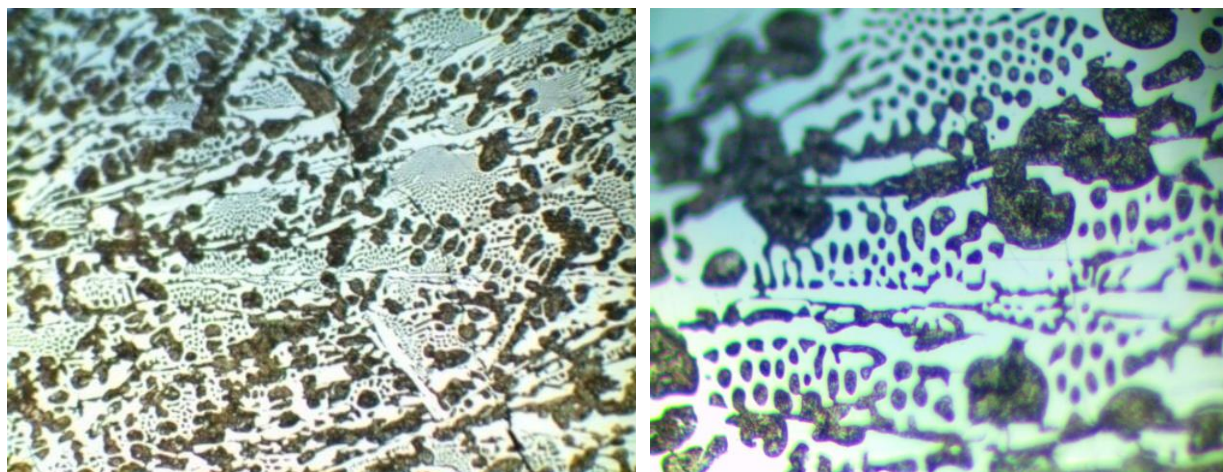


×800

Рисунок 1 – Микроструктура базового чугуна

Как видно из рисунка, металлическая основа немодифицированного чугуна: перлит + ледебурит + цементит. Площадь, занятая перлитом, около 75%, ледебуритом – 5%, цементитом около 20%. Форма структурных составляющих – пластинчатая, что объясняет невысокие показатели механических свойств сплава.

Для повышения качества шаров испытывали разработанный модификатор[3,4]. Его ввели в металл в сливном жёлобе раздаточного ковша при температуре чугуна ~1380 - 1420°C. Произвели заливку форм шаров $\varnothing 40$ мм в сырые песчано-глинистые формы при температуре ~ 1340 - 1380°C и дальнейшую выбивку согласно установленному технологическому регламенту процесса. После полного остывания литья, отобрали образцы шаров для испытаний на твёрдость и удар, а также для проведения металлографических исследований. По результатам испытаний механических свойств шары имели поверхностную твердость HRC=53 (рост на 8%) и выдерживали 19 ударов копром до разрушения (рост в 2 раза). По данным металлографических исследований (рисунок 2) в структуре чугуна перлита около 60%, ледебурита – 30%, цементита около 10%, однако заметно изменение морфологии структурных составляющих из дендритной в более компактную форму.



×200

×800

Рисунок 2 – Микроструктура модифицированного чугуна

Этим и объясняется рост механических свойств помольных шаров. Составляется техническая документация для промышленного использования ферросплава.

Источники

- 1 Akberdin A.A., Karbaev M.M. Chemical transformations at carbothermal reduction of barium and boron from oxides. *Izvestiya Ferrous Metallurgy* 62 (11), 2019. – С. 846-851
- 2 Акбердин А.А., Карбаев М.М., Ким А.С. Способ получения сплава ферробора с барием. Патент KZ № 34089 В. МПК C22C 33/04. опубл. 27.12.2019, Бюл. № 52. – 3 с.
- 3 Акбердин А.А., Исагулов А.З., Аубакиров Д.Р., Ким А.С., Султангазиев Р.Б., Сулейменов А.Б. Способ производства износостойкого хромистого чугуна. Патент на Полезную модель N6407, 10.09.2021.
- 4 Aubakirov D. R., Akberdin A. A., Issagulov A. Z., Michot G., Malashkevichute E. I. Increasing the hardness of low-cromium cast irons by modifying // «Material and Mechanical Engineering Technology», 2020. – Volume 4. – Pp. 3-15.

Минеральное сырьё в сварочных флюсах. От импортозамещения к импортоопережению

Байдимиров М.А.

(ООО «НПП КЕРАМАКС-ИНЖИНИРИНГ», г. Челябинск, Россия)

С ростом требований к готовым изделиям растут требования и к материалам, из которых состоят изделия. На сегодняшний день нельзя представить практически ни одно изделие в изготовлении, которого не участвуют сварочные процессы и технологии, так в строительном секторе статья расходов на сварочные работы составляет в пределах 5–15%, в мостостроении около 20–30%, в проектировании и строительстве нефтегазопроводов также используются сварочные материалы и технологии.

Компания ООО «НПП КЕРАМАКС-ИНЖИНИРИНГ» занимается разработкой наукоемких проектов с последующей реализацией. На сегодняшний день компания разрабатывает керамические сварочные флюсы, а также осуществляет разработку и внедрение металлургических флюсов и шлакообразующих смесей.

Для производства вышеперечисленных продуктов применяется высококачественное сырьё, которое должно соответствовать необходимым физико-химическим характеристикам и нормам.

На сегодняшний день разработки КЕРАМАКС-ИНЖИНИРИНГ активно реализуются на производственных мощностях компании ООО «КЕРАМАКС» в рамках изготовления керамических сварочных флюсов. Для производства керамических сварочных флюсов используется минеральное сырьё, ферросплавы, модификаторы и лигатуры в зависимости от дальнейшей эксплуатации готовой продукции.

Сварочный керамический флюс представляет собой гранулированный шлак, состоящий из минерального сырья и легирующих добавок. Физический смысл керамического сварочного флюса продемонстрирован на рисунке 1. Основная часть процессов протекает при высоких температурах.

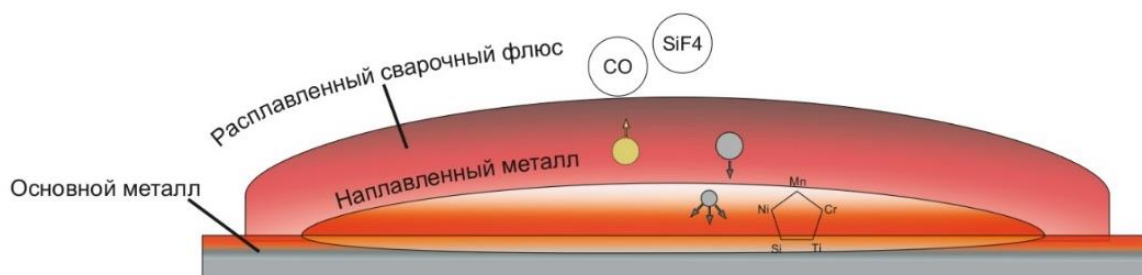


Рисунок 1 – Схема влияния шлака на металл шва

Минеральное сырьё представленное на сегодняшний день на рынке зачастую требует дополнительной обработки: удаление гигроскопической влаги, обогащение минерального сырья, дополнительный помол до необходимого гранулометрического состава и т. д. Сырьевая база Республики Казахстан на сегодняшний день позволяет использовать не весь потенциал для производства металлургических и сварочных флюсов. Оптимальным решением для увеличения товарооборота между странами и привлечением инвестиций является разработка новых технологий обогащения рудных масс Республики Казахстан.

На сегодняшний день для производства сварочных флюсов компания использует минеральное сырьё месторождений России и других государств. Доля импортируемых

сырьевых материалов составляет порядка 25–40% в зависимости от выпускаемой марки сварочного или металлургического флюса.

Потенциал минерального сырья Казахстана раскрыт не полностью. На сегодняшний день предприятия Казахстана являются стратегическими партнерами при поставке таких материалов как: ферросплавы, глинозем, железные руды и др. Но это далеко не весь перечень, что может реализовывать Казахстан сегодня. Необходим ввод в эксплуатацию дополнительных заводов по переработке и обогащению рудоминерального сырья высокого качества.

Для производства сварочных и металлургических флюсов используется минеральное сырьё высшей пробы, так как керамическим сварочным флюсом сваривают особо ответственные конструкции и сооружения, одним из ярких примеров совместного взаимодействия с Казахстаном является проект магистрального газопровода «Сары-Арка».

С использованием продукции ООО «КЕРАМАКС» при участии ООО «НПП КЕРАМАКС-ИНЖИНИРИНГ» на территории Казахстана реализуется один из стратегических проектов магистрального газопровода «Сары-Арка» способного увеличить уровень газификации Республики более чем 50%.



Рисунок 2 – Схема газопровода «Сары-Арка»

Создание и разработка керамических сварочных флюсов с использованием необходимого для российских предприятий минерального сырья Республики Казахстан позволит создать новые рабочие места в Казахстане и при этом реализовывать свои стратегические проекты в дальнейшем с привлечением наукоемких проектов и дополнительных инвестиций.

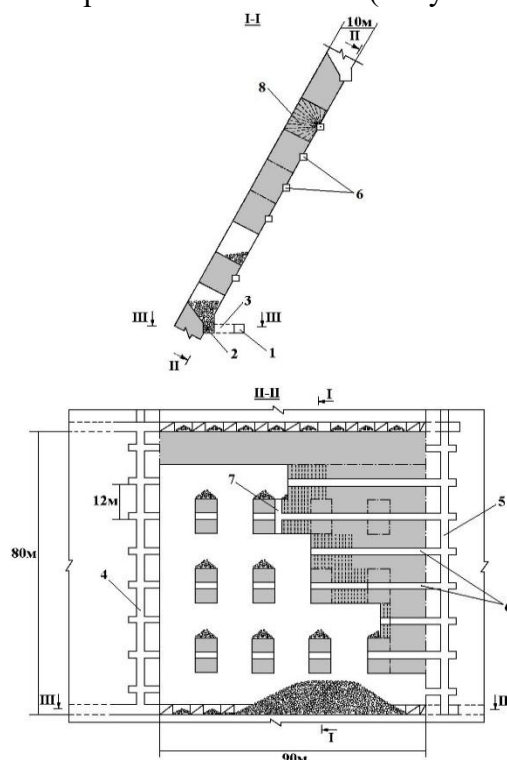
Создание эффективных и безопасных систем разработки бедных и рядовых руд в крутопадающих залежах средней и малой мощности

Буктуков Н.С., Волков А.П., Шабельников Е.А.

(Филиал РГП «НЦ КПМС РК» «ИГД им. Д.А. Кунаева», г. Алматы, Казахстан)

В практике отработки крутопадающих рудных залежей в сложных горно-геологических условиях преимущественно используют варианты систем разработки с подэтажными штреками и магазинированием руды. Однако из-за ограниченной длины устойчивых обнажений пород висячего бока приходится разделять залежь на множество коротких блоков. При этом предельные значения эквивалентных пролётов обнажений пород висячего бока составляют 40-50 м. Но это не исключает вероятности площадных отслоений пород висячего бока. Очевидно, что для поддержания пород висячего бока необходимо оставлять часть бедной руды в столбчатых целиках [1].

Для отработки крутопадающих рудных залежей средней мощности (5÷12 м.) предлагается вариант системы разработки с проведением подэтажных буровых выработок и оформлением из них столбчатых целиков прямоугольной формы, ориентированных длинной стороной по восстанию (Рисунок 1).

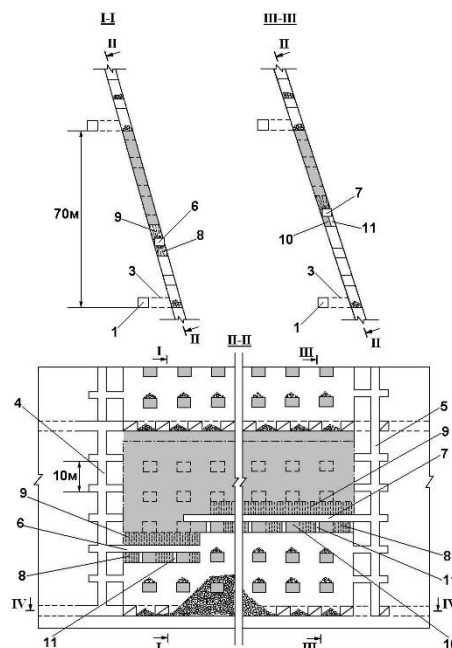


1 – транспортный штрек, 2 – траншейный штрек, 3 – погрузочные заезды, 4,5 – восстающие выработки, 6 – буровые выработки, 7 – отрезная щель, 8 – скважины.

Рисунок 1 – Вариант системы разработки с проведением подэтажных буровых выработок и формированием из них столбчатых целиков прямоугольной формы, ориентированных длинной стороной по восстанию

Очистную выемку ведут снизу-вверх с некоторым опережением каждого нижележащего подэтажа. Поддерживающие висячий бок подэтажные междукammerные целики оформляют прямоугольной формы, ориентированные длинной стороной по восстанию рудного тела в пределах каждого второго подэтажа. При этом буровые выработки 6, прорезающие междукammerные целики проходят с некоторым заглублением в породы лежащего бока по середине целика, с тем, чтобы не нарушать его целостность.

Для отработки бедных и рядовых руд в крутопадающих рудных залежах малой мощности от 2 до 5 м, расположенных на участках с неустойчивыми вмещающими породами предлагается вариант с проведением подэтажных буровых выработок и формированием междукamerных столбчатых целиков (Рисунок 2).



1 – транспортный штрек, 2 – траншейный штрек, 3 – погрузочные заезды, 4,5 – восстающие выработки, 6,7 – буровые выработки, 8 – нисходящие шпуры, 9 – восходящие шпуры, 10 – ленточный целик, 11 – рудоспуски (отрезные щели)

Рисунок 2 – Вариант системы разработки маломощных залежей с проведением буровых выработок и формированием междукamerных столбчатых целиков

Очистную выемку в блоке производят в восходящем порядке. При этом отработку камерных запасов на подэтажах ведут с опережением каждой нижележащей камеры по отношению к вышележащей. Отбойку камерных запасов на подэтажах производят путем взрывания зарядов ВВ в веерных комплектах нисходящих 8 и восходящих 9 шпуров, пробуренных их буровых выработок 6, 7.

В результате проходки буровой выработки 7 на вышележащем подэтаже и отработки камерных запасов на нижележащем подэтаже, между буровой выработкой 7 и выработанным пространством нижележащей камеры образуется временный ленточный целик 10, в котором из буровой выработки 7 проходят короткие восстающие выработки (рудоспуски) 11, сбиваемые с выработанным пространством нижележащей камеры, что позволяет вести очистную выемку одновременно с проведением на вышележащем подэтаже буровых выработок с попутной добычей руды на нижележащем подэтаже.

Причем отрезные щели 11 проходят через расстояние равное ширине принятой сетки расположения столбчатых междукamerных целиков с устойчивыми пролётами между ними, что позволяет свести к минимуму вероятность площадных отслоений пород из висячего бока залежи.

Источник

- 1 Волков А.П., Буктуков Н.С., Волков Ю.А. Разработка комплекса безопасных и эффективных способов отработки наклонных и крутопадающих золотоносных жил / Горный журнал Казахстана, 2015. – № 9. – С. 4-9.

Комплексный подход к созданию высоколиквидной титансодержащей продукции из отечественных ильменитовых концентратов

Воробкало Н.Р., Байсанов А.С., Махамбетов Е.Н., Мусин А.М.

(Филиал РГП «НЦ КИМС РК» «ХМИ им. Ж. Абишева», г. Караганда, Казахстан)

Производственные мощности титановой промышленности на территории нашей Республики представлены единственным производителем титансодержащей продукции – Усть-Каменогорским титано-магнелиевым комбинатом (АО «УКТМК»). Данное предприятие в больших объемах реализует на экспорт губчатый титан, титановые слитки и слэбы, и считается флагманом мировой титановой промышленности. Однако, не смотря на лидерство Республики Казахстан в производстве губчатого титана, широкое использование титановых руд отечественных месторождений весьма ограничено. Так например, АО «УКТМК», обладая Сатпаевским месторождением, при рудно-восстановительной электроплавке при производстве богатого титанового шлака (промежуточный продукт при производстве губчатого титана), вынуждены использовать сатпаевский концентрат совместно с привезенными из зарубежья ильменитами Украины и Канады. В большинстве случаев АО «УКТМК» покупают также из зарубежья богатый титановый шлак. Оба этих фактора значительно увеличивают стоимость готовой продукции.

Ограничение в использование отечественных ильменитовых концентратов связано с рядом специфических требований к ним. Концентраты не должны содержать более 5% трудно-восстановимых примесных компонентов, к которым относятся Al_2O_3 , SiO_2 , CaO , MgO , а также MnO , Cr_2O_3 . Например, для концентратов действующие технические условия ограничивают содержания в них Al_2O_3 до 2,9%, SiO_2 до 1,8%, а предел TiO_2 – не ниже 63,2%.

Вышесказанное вызывает необходимость проведения комплекса научно-исследовательских работ по совершенствованию и внедрению технологических процессов производства титансодержащей продукции из отечественных ильменитовых концентратов.

Авторами настоящей работы предлагается переработка некондиционных ильменитовых концентратов на богатый титановый шлак (БТШ), с последующей выплавкой новых комплексных и стандартных марок ферросплавов.

В условиях Химико-металлургического института им. Ж. Абишева были получены положительные результаты по получению богатого титанового шлака из ильменитовых концентратов Обуховского месторождения. Химический состав используемого концентрата следующий, %: 52-55 TiO_2 ; 1,5-2,1 SiO_2 ; 6,2-6,8 Al_2O_3 , 7,3-7,9 Cr_2O_3 , остальное железо. Также полученный шлак был опробован в качестве сырьевого материалы для получения нового комплексного титансодержащего сплава – алюмосиликотитана, аналога низкопроцентных марок ферротитана.

Технологические исследования процесса получения богатого титанового шлака и титансодержащего ферросплава проводились на укрупнено-лабораторной дуговой однофазной электропечи, с графитовой токопроводящей подиной мощностью 200 кВА. Данные испытания моделируют промышленные испытания в условиях реальных производств.

Шихтовая смесь для выплавки богатого титанового шлака состояла из порошкообразного ильменитового концентрата и различных углеродистых восстановителей, которые задавали 75 % с основной шихтой и 25 % на доводку шлака. В случае выплавки БТШ лучше всего применять малозольные восстановители, так как большинство оксидов, составляющих его золу (SiO_2 , Al_2O_3 , CaO и MgO) переходят в шлак, при этом разубоживая целевой продукт – шлак.

Полученный в результате испытаний богатый титановый шлак характеризовался химическим составом, представленном в таблице 1. Химический состав попутно полученного металла представлен в таблице 2.

Таблица 1 – Средне-химический состав богатого титанового шлака, %

Al ₂ O ₃	SiO ₂	TiO ₂	Cr ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	P ₂ O ₅	MgO	S	CaO	MnO
4,52	1,98	80,19	1,3	9,87	0,07	3,11	0,021	0,2616	1,87

Таблица 2 – Средне-химический состав металла, %

Fe	Cr	Ti	Mn	S	P
95	3,5	0,62	0,15	0,102	0,304

Данные химического анализа подтверждают возможность получения богатого по содержанию титана шлака, с извлечением нежелательных примесей в металл. Попутный легированный металл при выплавке титанового шлака может быть использован в качестве сырья в производстве стали.

Готовый богатый титановый шлак будет применяться для выплавки нового комплексного титансодержащего ферросплава (алюмосиликотитана), аналога низкопроцентным марок ферротитана. С позиции получения качественного сплава и ведения стабильного режима плавки в рудно-термической печи, шихтовая смесь состояла из: богатого титанового шлака (доля в шихте 26,1 %), высокозольный уголь (доля в шихте 67,36 %) и кварцита (доля в шихте 6,5 %). Усредненный химический состав, полученного нового комплексного титансодержащего ферросплава представлен в таблице 3.

Таблица 3 – Средне-химический состав комплексного титансодержащего ферросплава, %

Ti	Si	Al	C	P	Fe
20-25	35-45	10-15	0.2-0.5	0.06-0.08	the rest

Полученный сплав по содержанию титана соответствует ФТi25/FeT30Al6 (ГОСТ 4761-91/ISO 5454-80) и может стать его полноценным аналогом при выплавке и легировании сталей. Одна тонна полученного сплава может заменить механическую смесь для комплексного легирования и раскисления стали, состоящую из 1 тонны ферросилиция марки FeSi45, 150 кг алюминиевой стружки, а также 1 тонны низкопроцентного ферротитана ФТi25/FeT30Al6. За счет этого достигается более глубокое раскисление стали и восстановление элементов при металлотермии. Более высокая плотность и низкая температура плавления полученного сплава, в отличие от алюминия, кремнистых и титановых ферросплавов способствует более полному усвоению их сталью при раскислении. Также полученный сплав может стать новым комплексным титансодержащим восстановителем при выплавке высокопроцентного ферротитана, где в качестве основного сырьевого источника будет использован богатый титановый шлак.

Таким образом, проведенные испытания положили начало к комплексной переработке некондиционных отечественных ильменитовых концентратов на высоколиквидную титансодержащую продукцию (богатый титановый шлак, комплексный титансодержащий ферросплав, высокопроцентные марки ферротитана и др.). Использование ильменитовых концентратов в данном подходе не подразумевает дополнительных дорогостоящих стадий их обогащения.

Разработка технологии переработки железо-марганцевых руд Казахстана с получением марганецсодержащей металлопродукции

Габдуллин С.Т., Лу Н.Ю., Жинова Е.В.

(Филиал РГП «НЦ КПМС РК» «ХМИ им. Ж. Абишева», г. Караганда, Казахстан)

Наблюдаемая в настоящее время острая нехватка качественного марганцевого сырья в странах СНГ поднимает вопрос об организации постоянных поставок марганцевых концентратов из ЮАР, Ганы и Австралии. В общем запасе марганецсодержащих руд доля железомарганцевых составляет около более 70% (около 700 млн.т.). Значительные запасы некондиционных железомарганцевых руд накопились в отвалах марганцевых месторождений Казахстана. Использовать железомарганцевые руды для выплавки стандартных марок марганцевых ферросплавов по действующим технологиям не позволяет, прежде всего, низкое содержание марганца и высокое содержание железа и кремнезема. Поэтому разработка эффективной комплексной схемы переработки железомарганцевых руд является приоритетной задачей на фоне наращивания темпов производства марганцевых ферросплавов в Казахстане и исчерпания запасов богатых марганцевых руд [1-5].

Вовлечение в производство железомарганцевых руд с получением богатого марганцевого шлака для дальнейшего использования в производстве ферросиликомарганца практически в мире не применяется. Производство марганцевого шлака при производстве ферромарганца бесфлюсовым способом широко применялось в Украине при использовании богатого марганцевого концентрата. При таком способе производства получали стандартный ферромарганец и попутный передельный шлак для выплавки ферросиликомарганца. Марганцовистый чугун используется для нужд литейной и сталеплавильной отраслей промышленности. В нашем случае происходит металлургическое обогащение железомарганцевой руды с концентрированием марганца в передельном шлаке и получением передельного (марганцовистого) чугуна. При оптимальных условиях проведения процесса выплавки переход марганца в чугун не превышает 10%. Для достижения в передельном шлаке содержания марганца не менее 30% ($MnO - 38,7\%$) необходимо применять для плавки железомарганцевые руды с содержанием марганца не менее 15% при фиксации содержания кремнезема на уровне 16,5-17%, а остальных оксидов, кроме железа, до 5-6%.

Использование дешевой низкосортной железомарганцевой руды в качестве исходного сырья и получение товарных сплавов марганца обеспечивает высокую экономичность процесса. Выплавка богатого марганцевого шлака производится из марганцевых и железомарганцевых руд и концентратов при недостатке углеродистого восстановителя. Шихту рассчитывают таким образом, чтобы обеспечить в ходе плавки полное восстановление содержащихся в руде железа и фосфора и незначительной части марганца.

Для выплавки богатого марганцевого шлака и передельного марганцовистого чугуна использован железомарганцевый концентрат из руд месторождения Ушкатын-І. Химический состав железомарганцевого концентрата месторождения Ушкатын-І фракции 10-58 мм, в представленной для испытаний пробе был следующим: (в % по массе): $Fe_{общ.} - 19,52$; $Mn_{общ.} - 14,56$; $SiO_2 - 11,72$; $Al_2O_3 - 3,0$; $CaO - 7,76$; $MgO - 0,12$; $BaO - 0,3$; $P - 0,13$; п.п.п. - 10,6. В качестве восстановителя использовался коксовый орешек зольностью 14,2%. Технологические испытания по получению БМШ были проведены на руднотермической печи мощностью 200 КВА. Всего было израсходовано 1800 кг концентрата и 270 кг кокса. Получено – 745 кг шлака и 540 кг чугуна. Расход материалов на 1 т чугуна следующий: марганцевый концентрат – 3,35 т; кокс – 0,5 т;

электроэнергия – $1,8 \div 2,0$ МВт; кратность шлака – $1,35 \div 1,4$; основность шлака по $\text{CaO} / \text{SiO}_2$ – 0,31. Извлечение марганца в шлак составило $70 \div 74,10\%$. Извлечение марганца в металл составило $8,5 \div 9,2\%$.

Химический состав перепельного (марганцовистого) чугуна в %: Mn – 4,5; Si – 0,8; C – 4,3; P – 0,29; S – 0,038. Химический состав богатого марганцовистого шлака, в %: $\text{Mn}_{\text{общ}}$ – 25,7; $\text{Fe}_{\text{общ}}$ – 3,2; SiO_2 – 33,64; CaO – 10,64; MgO – 0,79; Al_2O_3 – 6,59.

Полученный БМШ (богатый марганцевый шлак) содержит марганец менее 30%, что в дальнейшем скажется на кратности шлака при выплавке ферросиликомарганца. При этом высокое содержание глинозема и оксида кальция также приведет к увеличению кратности шлака, что потребует поиска путей повышения содержания марганца в БМШ. Поэтому одним из вариантов улучшения характеристик БМШ (содержания марганца и соотношения шлакообразующих в нем) может быть выплавка его из концентратов Ушкатын-I в смеси с марганцевыми концентратами с сравнительно высоким содержанием марганца, например с содержанием марганца не менее 20% и железа в пределах 10-15%. Таким образом, в принципе получен товарный шлак – пригодный для производства стандартного силикомарганца.

Химические составы продуктов плавки соответствуют расчетным. Выплавляемый перепельный чугун должен отвечать требованиям согласно ГОСТ 805-95 «Чугун перепельный. Технические условия» по гранулометрическому и химическому составам. Показана возможность выплавки марганцовистого чугуна соответствующего международному стандарту ИСО 9147-87 «Чушковый чугун. Определение и классификация» и богатого марганцовистого шлака с содержанием марганца 25% и выше для дальнейшего его использования. Химический состав чугуна должен соответствовать требованиям, указанным в таблице 1.

Таблица 1 – Химический состав перепельного чугуна

Класс чугуна. Обозначение			Аббревиатура	% C, общ.	% Si	% Mn	% P	% S, max
Нелегированный	Чугун для изготовления стали	С низким содержанием фосфора	$P_{1g}-P_2$	3,3 до 4,8	$\leq 1,0$	0,4 до 6,0	$\leq 0,25$	0,06

Таким образом, установлены оптимальные соотношения компонентов шихты, позволяющие выплавить богатый марганцевый шлак и перепельный марганцовистый чугун из железомарганцевого сырья Казахстана с целью его дальнейшей переработки для получения стандартных марганцевых ферросплавов.

Источники

- 1 Букетов Е.А., Габдуллин Т.Г., Такенов Т.Д. Металлургическая переработка марганцевых руд Центрального Казахстана. – Алма-Ата: Наука, 1979. – 184 с.
- 2 Габдуллин Т.Г., Такенов Т.Д., Байсанов С.О., Букетов Е.А. Физико-химические свойства марганцевых шлаков. – Алма-ата: Наука, 1984. – 232 с.
- 3 Толымбеков М.Ж., Такенов Т.Д., Ахметов А.Б. Прямое легирование стали марганцем. – Алматы: НИЦ «Гылым», 2003. – 304 с.
- 4 Святков Б.А., Толымбеков М.Ж., Байсанов С.О. Становление и развитие марганцевой отрасли Казахстана. – Алматы: Искандер, 2002. – 416 с.
- 5 Жуковский В.И., Хамзин Б.С. Состояние и перспективы расширения сырьевой базы железа и марганца Центрального Казахстана //Мат-лы научно-практ. конф. – Караганда, 2003. – С. 20-25.

Об использовании отхода переработки нефти в синтезе реагента, применяемого при обогащении окисленных медных руд

Гизатуллина Д.Р., Каткеева Г.Л., Акубаева М.А., Турбекова К.С.
(Филиал РГП «НЦ КПМС РК» «ХМИ им. Ж. Абишева», г. Караганда, Казахстан)

Добыча нефти представляет собой динамично развивающуюся отрасль экономики Казахстана. В результате добычи и переработки нефти и попутного газа на месторождениях образуется отходная сера. Наземное размещение твердой серы в блоках на сегодняшний день является самой распространенной практикой ее хранения во многих странах, производящих этот вид продукции. Значительные накопления серы приводят к осложнению экологической ситуации на местах ее складирования. Проблема утилизации серы особенно остро стоит в нефтегазовой отрасли, на долю которой приходится до 65% от мирового производства серы.

В данном исследовании изучена возможность использования элементной серы – отхода, полученного на НПЗ при переработке нефти месторождения Каламкас, в синтезе сульфидирующего реагента. Эффективность полученного реагента испытана на окисленной медной руде Жиландинского месторождения.

Объектом исследования являлась гранулированная сера с месторождения Каламкас, расположенного в Мангистауской области Казахстана, на полуострове Бузачи с содержанием серы 0,1-0,3%.

Был определен химический состав серы с использованием газового хроматографа Agilent 7890A с масс-селективным детектором Agilent 5975C, который показал отсутствие органических примесей в составе гранулированной серы.

Спектральным методом анализа исследован состав гранулированной серы на наличие неорганических примесей. Результаты анализа приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Химический состав исходной гранулированной серы по неорганическим примесям

Компонент	Содержание, г/т	Компонент	Содержание, г/т
Si	560	Mg	15
Al	55	Ca	370
Fe	120	Na	155
Cu	15	K	90

Синтез сульфидирующего реагента осуществляли растворением элементной серы, продукта переработки нефти, в растворе сульфида натрия. Для определения оптимальных условий синтеза сульфидирующего реагента исследовано влияние температуры раствора ($^{\circ}\text{C}$: 25, 40, 60, 80, 90), времени растворения (мин: 5, 10, 20, 30, 40) и концентрации раствора (г/л: 32, 64, 96, 128, 160) на процесс растворения серы в растворе сульфида натрия. Установлено, что в оптимальных условиях растворения серы в сернистом натрии (температура 80°C ; продолжительность 20 мин.; концентрация сульфида натрия 125 г/л) получен сульфидизатор со степенью полисульфидности 4,5.

В качестве объекта исследований по сульфидированию окисленной медной руды полученным сульфидизатором, выступила руда Жиландинского месторождения следующего состава, масс.‰: $\text{Cu}_{\text{общ./ок}}$ – 1,4/1,2; Fe – 1,6; S – 0,16; SiO_2 – 79,64; Al_2O_3 – 6,0; CaO – 0,88; MgO – 0,66. Исследования по сульфидизации окисленной медной руды проведены с привлечением вероятностно-детерминированного метода планирования

эксперимента. Исследуемыми факторами являлись температура T , °C, время процесса τ , мин., и расход реагента C , %, от стехиометрически необходимого для перевода окисленной меди в сульфидную. Пределы изменения факторов представлены в таблице 2.

Таблица 2 – Факторы и уровни их варьирования для исследования процесса сульфидизации руды

Фактор	Уровни				
	1	2	3	4	5
Расход сульфидизатора, α , %	20	30	40	50	60
Расход собирателя, b , г/т	200	300	350	400	500
Расход вспенивателя, c , г/т	30	50	75	100	150

Тонина помола руды, использованной в эксперименте, составила до 85 % класса - 0,071 мм. Опыт проводили следующим образом: пульпу (руда, смешанная с водой в соотношении Ж:Т = 1:3) заливали в термостатированный стеклянный сосуд и нагревали до 80°C при перемешивании. По достижении температуры добавляли сульфидирующий реагент и вели процесс в течение 10 минут. По истечении заданного времени охлажденную пульпу флотировали в открытом цикле: время основной флотации составило 10 минут, контрольной – 15. В качестве собирателя использовали бутиловый ксантогенат, в качестве вспенивателя Т-92. Продукты флотационного обогащения – концентрат, промпродукт и хвосты, анализировали химическим методом на содержание общей меди.

По экспериментальным данным построили точечные графики частных зависимостей флотации руды от исследуемых факторов. На основании исследованных зависимостей получено обобщенное уравнение Протодяконова, представляющее собой математическую модель процесса флотации окисленной медной руды с предварительной сульфидизацией реагентом, полученным на основе отходной серы и связывающее степень извлечения меди со всеми варьируемыми факторами, которое имеет следующий вид:

$$\beta = (-0,07\alpha^2 + 5,07\alpha - 11,58)(9,971\ln(b) + 13,85)(13,19\ln(c) + 10,83)/76,042 \quad (1)$$

В ходе проведенных исследований установлено, что оптимальными условиями флотации просульфидированной руды являются: степень сульфидирования 30-40 %, расход бутилового ксантогената 400 г/т и вспенивателя Т-92 – 100 г/т. Расчетное извлечение меди в концентрат при оптимальных условиях, рассчитанное по уравнению (1) составляет 73,03%. Эксперимент, проведенный в оптимальных условиях позволил извлечь медь в концентрат 75,94%. Разница между расчетным и экспериментальным значением составила 2,91%, что говорит об адекватности математической модели.

Представленные результаты исследований показали, что сульфидирующий реагент, полученный на основе отходной серы, эффективен при использовании в обогащении окисленных медных руд.

Районирование карьерных и шахтных полей по категориям буримости и взрываемости, с целью сокращения затрат на БВР в размере 20% и выше

Игизбаев К.Б., Игизбаев Р.К., Игизбаев М.К.

(Филиал РГП «НЦ КПМС РК» «ИГД им. Д.А. Кунаева», г. Алматы, Казахстан)

Постановка проблемы. В данной статье рассматриваются вопросы решения проблем снижения себестоимости проведения буровзрывных работ (БВР) на основе районирования карьерных и шахтных полей по категориям облегченных буримости и взрываемости и разработки проектов ведения БВР.

Цель. Внедрение в производство предлагаемого способа по сокращению затрат на проведение буровзрывных работ в размере 20% и выше, с получением качественного дробления обеспечивающего высокую производительность последующих технологических процессов.

Методы исследований: Методы математической теории топоповерхности; методы математической геотектоники; разработанная авторами на основе сочетания научных подходов перечисленных выше, а также методов и средств теории Механики деформируемых сред – методов новой ветви науки Механики месторождений полезных ископаемых; теория и способы проведения БВР. Основой для проведения данных исследований является разработанная к.т.н., проф. К. Б. Игизбаевым: *«Основ теории прочности криволинейно-анизотропных скальных массивов руд и пород»*. (В настоящее время науке известны только теории прочности изотропного тела). А также разработанных на основе вышеуказанной теории способов:

- **районирования** карьерных и шахтных полей по категориям облегченной буримости и облегченной взрываемости руд и вмещающих пород;
- **ведения** БВР с применением их индивидуального паспорта для каждой категории с целью сокращения затрат на их отбойку в размере 20% и выше.

На основе вышеуказанной теории ведутся работы по созданию новой теории взрывного разрушения и новой теории проектирования параметров БВР, которые позволяют значительно улучшить качество и снизить стоимость проведения БВР.

Идея Проекта. Предлагаемый способ отбойки основан на идее максимальной эксплуатации *эффекта наименьшей сопротивляемости разрушению буровзрывным способом*, материалов (руд и пород) геологических тел рудных месторождений по их поверхностям, облегченной буримости и облегченной взрываемости или же в *эксплуатации свойств массивов горных пород - анизотропии массивов горных пород – различии свойств массивов горных пород по разным направлениям*. Авторами разработана совершенно новая концепция проектирования параметров буровзрывных работ, учитывающая направление действия взрывного разрушения горных пород и применения в расчетах свойств горных пород по направлению действия взрыва в горизонтальном направлении, в отличие от измеренных при бурении в вертикальном направлении.

Обсуждение результатов

1. Разработана математическая модель поверхностей наименьших значений критериев буримости и взрываемости руд и пород трещиноватых, криволинейно-анизотропных скальных массивов рудных месторождений.

2. Разработан способ оперативного и перспективного районирования карьерных и шахтных полей по категориям облегченной буримости и облегченной взрываемости руд и пород трещиноватых, криволинейно-анизотропных скальных массивов рудных месторождений,

3. Разработан инновационный способ скважинной отбойки руд и пород трещиноватых, криволинейно-анизотропных скальных массивов рудных месторождений, включающий: новые схемы бурения взрывных блоков, отличающихся от применяемых классических схем; новые схемы взрывания, соответствующие применяемым на каждом блоке схемам бурения, с определением направления отбойки горной массы, и позволяющей обеспечивать перемещение последующих взрывааемых скважин в образуемое свободное пространство; применение на каждом взрывном блоке, расчетных параметров БВР, соответствующих крепостям пород по взрываемости тектонических структурных форм слагающих данный взрывной блок.

4. Разработанный нами способ позволяет сокращение затрат на проведение БВР в размерах 20% и выше, с улучшением качества дробления.

Уникальность данного способа заключается, что ее применением достигаются: наибольшая степень устойчивости откосов, открытых и подземных горных выработок, образуемых после отбойки; повышение безопасности управления деформированиями и сдвигами литологических массивов в карьерах, а также управления горным давлением в очистных пространствах шахт, и др.

Практическая применимость. Апробация предлагаемого способа успешно проводилась в условиях открытой разработки месторождений.

Прогнозирование и превенция гомогенных и/или гетерогенных геомеханических катастроф в угольных шахтах, с целью повышения безопасности ведения горных работ и снижения проектных и эксплуатационных потерь угля

Игизбаев Р.К., Игизбаев М.К., Игизбаев К.Б.

(Филиал РГП «НЦ КПМС РК» «ИГД им. Д.А. Кунаева», г. Алматы, Казахстан)

Постановка проблемы. При разработке угольных месторождений подземным способом, потери полезного ископаемого трудно подвергаются расчетам, поскольку в результате гомогенных и/или гетерогенных геомеханических катастроф закрываются не только залежи, но и шахтные поля, со вскрытыми и подготовленными к выемке запасами и при этом имеет место массовая гибель горнорабочих. Разработка любых месторождений, в том числе и угольных должна удовлетворять в первую очередь основным двум факторам – обеспечения высокой безопасности ведения горных работ; обеспечению максимально возможной полноты выемки полезных ископаемых. Выполнение этих двух основных условий позволят достижение всех остальных технико-экономических показателей горнодобывающего предприятия.

Цель

1. Прогнозирование и превенция гомогенных и/или гетерогенных геомеханических катастроф в выработанных пространствах шахтных полей с целью обеспечения безопасности ведения подземных горных работ.
2. Обеспечение максимально возможной полноты выемки полезных ископаемых, в размере (50)% от общих объемов разведанных балансовых запасов полезных ископаемых, за счет обеспечения безопасности ведения горных работ
3. Сокращение массового травматизма и смертности горнорабочих, вследствие предотвращения происхождения гомогенных и/или гетерогенных геомеханических катастроф.

Методы исследований: Предлагаемое техническое решение проблем прогнозирования и превенции гомогенных и/или гетерогенных геомеханических катастроф основано на геологической постановке и геометризации задач горной геомеханики. Научной основой, созданной авторами теории гомогенных геомеханических катастроф, служила разработанная научным руководителем К.Б. Игизбаевым: **«Геоструктурная теория прочности и их хрупко, а также псевдопластического разрушений конструкций систем подземной и открытой эксплуатации месторождений полезных ископаемых, сложенных множествами криволинейно-анизотропных геологических тел полезных ископаемых и вмещающих пород»**. Ее приложение в практике подземной разработки рудных месторождений показало высокую достоверность их результатов. Поскольку рудные тела и вмещающие породы представляют собой хрупко, а также псевдопластически разрушающиеся тела, то вышеназванная геоструктурная теория прочности и хрупкого, а также псевдопластического разрушений допускает обобщение их на случаи разрушения угольных тел и вмещающих горных пород в очистных пространствах при разработке угольных месторождений подземным способом.

Новизна. Геомеханические катастрофы на угольных шахтах происходят независимо от соблюдения ЕПБ, ПТЭ, инструкций, наличия современных приборов и оборудования по обеспечению безопасности ведения горных работ (своевременного

срабатывания АГК, и отключения электроэнергии), **поскольку инициатором механического разрушения и последующего взрыва** газовой смеси является **вскрытие горными работами первичных опасных очагов обрушений**, опасных с точки зрения **самопроизвольных** обрушений угля и вмещающих пород. При этом самопроизвольное обрушение угля и вмещающих пород может произойти, как на момент отработки опасного очага обрушений, так и значительно позже, когда деформационные процессы в опасном очаге, достигнут критического состояния и массив теряет свою устойчивость, при этом обрушения сопровождаются происхождением взрывов на угольных шахтах. Эти катастрофы имеют **природное происхождение** и не зависят от принимаемых в настоящее время технических мер по обеспечению безопасности, предпринимаемых инженерно-техническим составом предприятия. Нами разработаны способы прогнозирования и превенции однородных и/или гетерогенных геомеханических катастроф природного происхождения в угольных шахтах.

Обсуждение результатов:

1. Разработана теория прогнозирования и превенции однородных и/или гетерогенных геомеханических катастроф в очистных пространствах шахтных полей.

2. Разработаны способы оперативного и перспективного прогнозирования и превенции однородных и/или гетерогенных геомеханических катастроф в очистных пространствах шахтных полей внедрением которых будет обеспечено:

2.1. Исключение проявлений однородных и/или гетерогенных геомеханических катастроф, с разработкой технических мер по их превенции.

2.2. Оптимальная дегазация внутреннего и непосредственно прилегающих к нему дискретно дислоцированных очагов концентрации метана с различными его максимумами внешнего контуров шахтного поля, до доведения содержания метана в очаге с наивысшим его содержанием, до содержания метана равного ПДК по шахтному полю.

2.3. Максимальная степень устойчивости выработанных пространств путем разработки сетки скользящих для литологических разностей, подвергаемых выемке.

2.4. Восполнение и вовлечение в добычу, ранее списанных в потери полезных ископаемых, в размере до 50% от объемов разведанных запасов.

2.5. Разработка способов ликвидации опасных очагов обрушений с разработкой специальных проектов производства буровзрывных работ.

2.6. Безопасная отработка месторождений глубокими шахтами.

Уникальность данного способа заключается, что ее применением достигаются: безопасность ведения горных работ в угольных шахтах, на основе прогнозирования и превенции однородных и/или гетерогенных геомеханических катастроф, которые в свою очередь обеспечивают максимально возможную полноту выемки полезных ископаемых.

Практическая применимость. Разработка месторождений полезных ископаемых по предлагаемым способам позволит исключить проявления геомеханических катастроф в очистных пространствах шахтных полей, что в свою очередь позволит увеличить полноту выемки до 50% от общих разведанных балансовых запасов полезных ископаемых. Предлагаемые способы прошли широкомасштабные промышленные апробации на крупных горнодобывающих предприятиях РК. (Жезказганское, Миргалымсайское месторождения, Соколовский подземный рудник).

Безотвальная технология переработки мышьяксодержащих отвалов комбината «Тувакобальт»

Копылов Н.И.¹, Молдурушкун М.О.²

(¹Институт химии твёрдого тела и механохимии СО РАН, г. Новосибирск, Россия,

*²Тувинский институт комплексного освоения природных ресурсов СО РАН,
Республика Тыва, г. Кызыл, Россия)*

При переработке мышьяксодержащих руд и концентратов тяжёлых цветных и благородных металлов мышьяк выводится из технологического процесса в отходы, складываемые в хвостохранилищах или в виде твёрдых шламов в специально оборудованных отвалах. К настоящему времени накоплено в отвалах миллионы тонн токсичных мышьяксодержащих отходов. Со временем в результате гипергенеза в них образуются водорастворимые соединения мышьяка. При длительном хранении этих отвалов прогрессивно возрастает степень загрязнения ими окружающей среды.

Анализ работ на рубеже XX – XXI столетий по проблеме этих отвалов показал, что любые охранные меры при складировании или захоронении мышьяковых отходов являются временными, способными лишь замедлить процесс миграции мышьяка из отвала, но не устранить проблему потенциальной опасности. Эта проблема может быть решена только при организации многотоннажного использования мышьяковой продукции в практической деятельности, кроме сплавов, в качестве антисептика в сельском хозяйстве, деревообработке, в противообрастающих покрытиях для морских судов и гидротехнических сооружений. Однако, имеющие в настоящее время материалы этих отвалов не используются и представляют опасность для окружающей среды. Особенно это характерно для старых отвалов прекративших работу металлургических предприятий, таких как отвалы Хову-Аксы бывшего комбината «Тувакобальт» в количестве более 1,5 млн м³ шламовых отходов. Они специфичны по химическому и минеральному составу, высокому содержанию мышьяка (до 6,4 %) и имеют в основном карбонатно-силикатный состав, высокие концентрации кальция и железа.

На комбинате «Тувакобальт» из технологического процесса мышьяк выводился в виде малорастворимых соединений $Mg(AsO_4)_2 \cdot nH_2O$ и $Mg(NH_4)AsO_4 \cdot nH_2O$ и захоранивался совместно с хвостами автоклавного обогащения. В результате гипергенеза в отвале образуется новое соединение – парасимплезит $Fe_3(AsO_4)_2 \cdot 8H_2O$, которое наряду с магниевым кальцитом, является наиболее представительной в пробах отвала [1].

В данной работе был разработан способ обезвреживания шлама, включающий обжиг шлама в смеси с содой и последующее водное выщелачивание огарка с получением кека и арсенатного раствора. Сульфид мышьяка из последнего выделяется кислотным осаждением. Приняв за основу эту технологию, были проведены лабораторные исследования и укрупнённые испытания данной технологии. Были установлены следующие оптимальные технологические параметры: температура обжига 640–740°C для шихты состава шлам/сода/уголь=1/1/0,1; продолжительность обжига – 1,5 часа; температура водного выщелачивания огарка 80°C при соотношении Т : Ж = 1 : 6. Степень извлечения мышьяка в водный раствор составила 92 %. Из охлаждённого до 60°C раствора посредством кислотной нейтрализации до pH = 8–9 осаждается кремнёвая кислота (после прокаливании – диоксид кремния). При снижении pH раствора до pH=3 из раствора осаждается сульфид мышьяка [2].

По разработанной технологии были получены: кек деарсенизации (с концентрацией в нём мышьяка менее 0,4 %), диоксид кремния и осадок сульфида

мышьяка. Осадок сульфида мышьяка является компактным, нетоксичным продуктом, и может быть использован в производстве антисептических препаратов для нужд сельского хозяйства, стройиндустрии, а также для производства противообрастающих покрытий для корпусов морских судов и гидросооружений [3].

Кек деарсенизации, продукт водного выщелачивания огарка, является нетоксичным и может быть использован в производстве стройматериалов. В этой связи были проведены исследования по использованию кека деарсенизации и шлама отвала в производстве керамического материала. При использовании шлама с высоким содержанием мышьяка (в среднем 3 %) учитывался экологический фактор и, поэтому, проводилось изучение поведения мышьяка в процессе получения конечного керамического материала.

В кеке деарсенизации была обнаружена фаза натриево-магниевое силиката $\text{Na}_4\text{Mg}_2\text{Si}_3\text{O}_{10}$, которая может способствовать образованию алюмосиликатной системы легкоплавких структур. При подготовке к прокатке исходной шихты из глины и кека деарсенизации методом полусухого прессования получены образцы, в которых было установлено образование новой фазы – нефелина NaAlSiO_4 . Образующийся нефелин способствует снижению температуры огнеупорности и легкоплавкости получаемых шихт.

Кек деарсенизации содержит практически фоновые концентрации мышьяка ($\leq 0,4\%$). Всё это указывает на возможность использования кека в качестве вторичного сырья для производства керамических материалов. Данное направление исследований является перспективным в плане ликвидации отвала Хову-Аксы.

В рамках проведения данной работы были проведены исследования по химизму обжига шлама отвала, термодинамики операции обжига, расчётам энергии Гиббса реакции разложения парасимплезита $\text{Fe}_3(\text{AsO}_4)_2 \cdot 8\text{H}_2\text{O}$ при его нагреве с образованием основного арсената джонбаумита $\text{Ca}_5(\text{AsO}_4)_3\text{OH}$ и расчётам термодинамических характеристик образующихся в шламе парасимплезита, а в продуктах обжига джонбаумита. На основании расчётов энергии Гиббса реакции образования нефелина было установлено, что взаимодействие осуществляется при минимальной компонентности системы: силикат $\text{Na}_4\text{Mg}_2\text{Si}_3\text{O}_{10}$ – каолинит $\text{Al}_4[\text{Si}_4\text{O}_{10}](\text{OH})_8$.

Источники

1. Копылов Н.И. Проблемы мышьяксодержащих отходов. Новосибирск: Академ. изд-во «Гео», 2012. 182 с.
2. Молдурушку М.О., Кара-Сал Б.К., Копылов Н.И., Чульдун К.К. Способ извлечения мышьяка из отходов аммиачно-автоклавного передела кобальтовых руд. Патент РФ №2637870. 2017.
3. Копылов Н.И., Каминский Ю.Д., Ляхов Н.З. Бицид для противообрастающих покрытий. Патент РФ №2433154. 2010.

Технология переработки высокотитанистых титаномагнетитов

Найманбаев М.А.¹, Терехов С.А.²

(¹АО «Институт металлургии и обогащения», г. Алматы, Казахстан,

²ТОО «TENIR Logistic», г. Алматы, Казахстан)

Введение. В Казахстане имеется современный Усть-Каменогорский титано-магние-вый комбинат с полным циклом переделов от плавки сырья на титановый шлак до получения титановых слитков. Но собственным сырьем (концентрат месторождения Сатпаевское) покрывается только половина потребностей комбината, остальное ввозится из-за рубежа.

В тоже время в стране имеются месторождения коренных руд титаномагнетитов (Велиховское, Тымлай, Масальское, Западный Саяк и др.) с огромными запасами, которые могут стать комплексным сырьем для производства железа, титана и ванадия.

Особый интерес представляет месторождение Тымлай в Южном Казахстане с запасами руд более 1 млрд т. и содержанием Fe-30,4; TiO₂-10%, а после обогащения содержание металлов составляет Fe-52,4; TiO₂-16,06% [1].

Ввиду трудновосстановимости и тугоплавкости, высокотитанистые титаномагнетиты не могут проплавляться в доменных печах, а прямая их электротермическая восстановительная плавка связана с неустойчивостью процесса, вскипанием расплава, плохим разделением чугуна от шлака и т.д. Необходимые условия получения стабильных шлаков можно создать только при контролируемом периоде восстановления, протекающем на твердой стадии до развития процесса шлакообразования, то есть актуально определить оптимальные условия для реализации технологии двухстадийной переработки титаномагнетитов [2].

Цель исследования. Работа посвящена разработке двухстадийной технологии плавки ТМК с небольшими (3-4% Na₂O) добавками соды, с твердофазным восстановлением на первой стадии, применением в качестве восстановителя спецкокса, без окисления ТМК и с предварительным его термоокислением.

Методика исследования. Концентрат был предоставлен фирмой «TENIR Logistic» и имел следующий химический состав (таблица 1):

Таблица 1 – Химический состав титаномагнетитового концентрата

Содержание, %										
Fe _{общ}	Fe ₂ O ₃	FeO	TiO ₂	Al ₂ O ₃	SiO ₂	MgO	CaO	MnO	V ₂ O ₅	Прим.
52,41	40,0	31,73	16,06	2,5	4,52	3,33	0,15	0,47	0,36	1,9

Флюсующей добавкой служила кальцинированная сода (Na₂CO₃) марки «хч», добавляемая из расчета 3-4%Na₂O от веса концентрата. В качестве восстановителя использовали спецкокс ТОО «Сары-Арка» угольного месторождения Шубарколь с влажностью 17,9%; зольностью-4,0%, содержание летучих -5,8%; С - 67,5%.

Рентгенофазовый анализ спеков проводился с помощью съемки на аппарате D8 Advance (BRUKER), α-Cu, напряжение на трубке 40/40, обработки полученных дифрактограмм с помощью программного обеспечения EVA evolution и расшифровки фаз по программе Search/match с использованием базы данных карточек ASTM. В работе [3] для устранения влияния металлического железа на качество съемки восстановленные продукты подвергали последовательно обработке растворами CuSO₄ и

NH_4Cl . В данном исследовании это не проводилось, во избежание гидролиза образующихся силикатов и титанатов натрия.

Вертикальная трубчатая печь RHTV 120-600/C40 Naberterm (Германия) наиболее подходит для создания сильной восстановительной атмосферы для восстановления химически стойких титаномагнетитов. Размеры печи: высота печи -95 см, высота трубы-145 см, $D_{\text{внут.}}$ -10,5 см, снизу труба продувается аргоном. Шихту из концентрата, соды и спецкокса гранулировали на воде, сушили при 130 °С, брикеты помещали в графитовый тигель, который в алундовом тигле устанавливали в центре печи. Задавался температурный режим с параметрами: на первой стадии температура 1250 °С; выдержка 50 мин.; на второй стадии: температура 1500-1650 °С; выдержка 35 мин.

Обсуждение результатов. Ранее [4] нами было установлено, что добавка соды к титаномагнетитовому концентрату (ТМК) из расчета 3-4% Na_2O работает как коагулянт при брикетировании, как катализатор твердофазного восстановления, как ингибитор вторичного окисления металлизированных брикетов и как разжижитель шлака.

Учитывая относительно высокое содержание в ТМК тугоплавких оксидов Al_2O_3 ; MgO ; TiO_2 , исследования второй стадии плавки проводились при температурах 1500-1650 °С. Испытано влияние расхода углерода, режима плавки (одно- или двухстадийная) и температуры на результаты плавки (таблица 2).

Таблица 2 – Результаты одностадийной и двухстадийной плавки ТМК

Схема плавки	Расход, %		Твердо-фазное восстановление		Плавка		Выход от ТМК, %				Химический состав шлака, %		
	Спец. кокс	Na_2O	t °С	τ , мин	t °С	τ , мин	чугун	МШО	МФ	НМФ	TiO_2	Fe	Na_2O
1 стадия	9,16	4	-	-	1650	30	50,2	3,7	1,14	17,2	35,2	5,2	
	7,32	4	-	-	1650	30	55,8	1,2	0,94	27,8	45,0	3,6	8,4
2 стадии	7,32	3	1250	50	1650	35	54,8	1,85	0,3	23,3	62,7	1,0	5,8
	8	3	1250	50	1600	35	51,7	3,8	2,05	27,6	кипение шлака		
	8	3	1250	50	1550	35	54,6	1,7	1,63	25,8	вспучивание		
	8	3	1250	50	1500	35	37,9	30	3,38	4,5	полуспек		

При реализации двухстадийного процесса с параметрами: на первой стадии температура 1250°С; выдержка 50 мин.; на второй стадии: температура 1650°С; выдержка 35мин получены высокие результаты: выход чугуна-54,8%, содержание TiO_2 в немагнитной фракции (НМФ) шлака за вычетом углерода 62,7%. В дальнейшем придерживались этих технологических параметров.

Для возможного снижения этой температурной границы необходимо концентрат дообогащать, особенно за счет снижения оксидов магния и алюминия [5]. Для уменьшения возгонки Na_2O было решено щелочные добавки вводить в состав ТМК путем предварительного спекания брикетов с содой при 1000°С с выдержкой 3 ч.

Выводы. Установлено, что небольшие добавки в шихту восстановительной плавки ТМК соды (3-4% Na_2O) работают как коагулянт при брикетировании, как катализатор твердофазного восстановления, как ингибитор вторичного окисления металлизированных брикетов, как разжижитель шлака при плавке.

Разработана двухстадийная технология восстановительной плавки ТМК с добавками соды, как без окисления, так и с предварительным окислением железа ТМК до гематита. Определены оптимальные технологические параметры: расход спецкокса 8% или отношение $\text{C}/\text{Fe}= 0,103$; расход Na_2O -3%; температура твердофазного

восстановления 1250 °С, выдержка 50 мин; температура плавки 1650 °С, выдержка – 35 мин.

Оба варианта имеют практически равные и высокие показатели: выход чугуна от ТМК~55%, выход шлака 23,3-25,8%, содержание в безуглеродистом шлаке, %, масс.: Fe=1,0-1,6; TiO₂ = 62,7-61,9; Na₂O-5,85. Выход TiO₂ в шлак 89,6-94,1%, степень возгонки Na₂O-56,5% в первом и 51,9% во втором варианте. Чугун содержит, %: 5,51 C; 0,36 Ti; 0,35 Mn; 0,04 Si; 0,23V. Выход ванадия в чугун составил 53,0%.

Источники

1. Вязовецкий Ю.В., Карепов С.В., Иванчук А.В., Ковалевский А.Ф. Тымлайское рудное поле - новая сырьевая база титаномагнетитовых руд в Казахстане. Известия НАН РК. Серия геологическая. 2009. – №3. – С. 40-49.
2. Резниченко В.А., Аверин В.В., Олюнина Т.В. Титанаты: научные основы, технология, производство. М.: Наука, 2010. – 267 с.
3. Садыхов Г.Б., Наумова Л.О., Резниченко В.А., Карязин И.А. Влияние соды на фазовые превращения при восстановлении титаномагнетитового концентрата водородом // Металлы. – 1994. – №1. – С.9-16.
4. Кантемиров М.Д., Найманбаев М.А., Джурканов Ж.К., Абишева А.Е. Влияние соды на твердофазное углетермическое восстановление титаномагнетитовых концентратов месторождения Тымлай (Южный Казахстан). Материалы Международного совещания «Инновационные процессы комплексной и глубокой переработки минерального сырья», Томск, 2013. – С. 347-350.
5. Морозов А.А., Терехов С.А. Комплексное использование ильменит-титаномагнетитовых руд месторождения Тымлай // Труды Международ. научн.-практич. конф. «Горное дело и металлургия в Казахстане. Состояние и перспективы» посвящ.100-летию со дня рожд. акад. Байконурова О.А. – Алматы, 2012. – С.304-308.

Результаты коммерциализации научных разработок АФ РГП «НЦ КПМС РК» за период 2013-2023 гг.

Сатбаев Б.Н.¹, Шалабаев Р.Т.¹, Сатбаев А.Б.¹, Жарменов А.А.²
(¹ Астанинский филиал РГП «НЦ КПМС РК», г. Астана, Казахстан,
² РГП «НЦ КПМС РК», г. Алматы, Казахстан)

Коммерциализация научных разработок, как известно, достаточно сложный и трудоемкий процесс, который связан с практическим использованием результатов научных исследований и разработок, цель которых вывод на рынок новых или улучшенных продуктов.

В Казахстане процесс коммерциализации, его нормы и правила получили юридическое оформление через Закон Республики Казахстан «О коммерциализации результатов научной и (или) научно-технической деятельности», принятый в октябре 2015 года.

Вопросы коммерциализации результатов научной и научно-технической деятельности являются особо актуальными в свете ожиданий общества от применения отечественных разработок в реальном секторе экономики и поэтапной трансформации национальной системы науки, ориентированной на конкретные результаты. Современная наука должна быть ориентирована на новые технологии производства, которые позволят республике стать конкурентоспособной, чему должна способствовать коммерциализация результатов научно-технической деятельности.

Основным направлением Астанинского филиала Республиканского государственного предприятия «Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан» (АФ РГП «НЦ КПМС РК») являются научно-исследовательские работы в области создания огнеупоров и сопутствующих материалов.

Развитие действующих отраслей металлургической, химической, нефтеперерабатывающей промышленности, энергетики, цементных производств и других отраслей невозможно представить без применения качественных высокотемпературных материалов (огнеупоры, композиционные, жаропрочные и т.д.), используемых для футеровки высокотемпературных узлов тепловых агрегатов. В связи с этим возникает потребность в создании новых огнеупорных импортозамещающих материалов, изготавливаемых из местного недорогого и доступного сырья и отходов производства.

В настоящее время алюмосиликатные, магнезиальные и другие высокотемпературные материалы завозятся в Казахстан из России, Украины, Китая, Австрии, Турции и других стран по высокой цене. В то же время в Казахстане производится около 10 % от всего потребляемого объема (АО «Казогнеупор», г. рудный Костанайской области, ТОО «Seven Refractories Asia», Карагандинская область).

Для развития огнеупорного производства Республика Казахстан обладает достаточными сырьевыми ресурсами. Имеются значительные запасы огнеупорных глин, кварцита, хромовой руды, мелкие месторождения магнезита, циркона, талькмагнезита, бокситов, а также минеральное сырье для производства композиционных материалов и керамики на основе корунда, циркона, андалузита, барита.

Научные разработки АФ РГП «НЦ КПМС РК» защищены авторскими свидетельствами СССР, патентами и предпатентами Республики Казахстан, России, изложены в научных трудах и монографиях, в казахстанских и зарубежных изданиях.

Начиная с 2013 года, Астанинский филиал приступил к работе по соглашениям о сотрудничестве с различными промышленными предприятиями, согласно которым Стороны разрабатывают, производят и осуществляют совместное обеспечение огнеупорными изделиями и материалами металлургические агрегаты чёрной и цветной металлургии, а также высокотемпературные агрегаты других отраслей промышленности Республики Казахстан. Так, например, такое соглашение заключено с ОАО «ДИНУР» - одно из ведущих предприятий огнеупорной промышленности России.

Ежегодно крупными потребителями огнеупоров являются: АО «АрселорМитталТемиртау» (г. Темиртау); ТОО «Корпорация «Казахмыс» (г.г. Жезказган, Балхаш); АО «Казцинк» (г. Усть-Каменогорск); АО «ТНК Казхром» (г.г. Актюбинск, Аксу); предприятия энергетики –ТЭЦ, цементные заводы Казахстана.

ПРОВЕДЕНИЕ ИСПЫТАНИЙ (коммерциализация)

I. АО «АрселорМиттал Темиртау»

Основная работа по коммерциализации технологии Астанинского филиала началась в 2012 году, а первые внедрения были начаты в АО «АрселорМиттал Темиртау» в 2013 году с испытания различных новых технологий получения огнеупорных материалов и экзотермических смесей, о которых приведем информацию ниже.

➤ Экзотермическая смесь для утепления зеркала чугуна чугуновозных ковшей.

Так, к примеру, на предприятии существовала проблема по зарастанию чугуновозных ковшей с образованием в районе горловин «крыш», которые осложняли слив чугуна в миксерном отделении конвертерного цеха, как в миксер, так и в чугунозаливочный ковш. Данная проблема особо обострялась в зимний период. Тара ковша за счет «закозления» росла, емкость уменьшалась. Приходилось обрывать «крыши», прожигать отверстия для налива и слива чугуна.

Для устранения указанной проблемы Астанинским филиалом РГП «НЦ КПМС РК» была разработана теплоизоляционная/экзотермическая смесь для утепления зеркала чугуна чугуновозных ковшей Доменного цеха. Данному материалу было присвоено название АТАЖАС-88.

Проведенные на нескольких ковшах, а затем в укрупненном промышленном масштабе испытания, показали высокую эффективность применения данной Смеси:

1. Увеличилась стойкость футеровки чугуновозных ковшей;
2. Уменьшилось образование нароста тары;
3. Увеличилось количество оборотов ковшей до 20 %;
4. Облегчилась обработка ковшей в миксерном отделении.

Учитывая положительные результаты испытаний, АО «АрселорМиттал Темиртау» приняло решение о постоянном применении данного материала. В данное время чугуновозные ковши курсируют без ранее существовавших проблем с наливом и сливом чугуна.

Так же, в адрес АО «АрселорМиттал Темиртау» осуществлены поставки **желобной массы** для главных желобов доменного цеха, **торкрет массы** для главных и качающихся желобов, **набивной массы** для наливной ванны, утепляющие массы для крышек желобов, а также **лёточной массы** для закрытия лёточного отверстия доменной печи. По всем указанным огнеупорным материалам проведены укрупненные промышленные испытания.

➤ **Желобной бетон для футеровки желобов доменного производства.**

Так, проведены испытания разработанной новой высокоглиноземистой виброуплотняемой желобной массы (набивная масса) для определения целесообразности ее применения в условиях доменного производства комбината.

Расход желобной массы на восстановление арматурного слоя и рабочей футеровки составил на Главном желобе №2, ДП № 4 – 109,6 тонн бетона.

За период испытаний выдано – 137400 т чугуна, расход массы на торкретирование составил – 12,5 т, далее произведена подливка под шаблон с набивкой массы - 54 т и желоб введен в работу, за этот период выдано - 137749 т чугуна.

На Главном желобе №4, ДП № 4 расход желобной массы на восстановление арматурного слоя - 7 т и рабочей футеровки составил соответственно - 68 т.

За период испытаний выдано – 110962 т чугуна, расход массы на торкретирование составил - 6 т.

Далее произведена подливка под шаблон и набивка массы – 79 т и желоб введен в работу, за этот период выпуск чугуна составил – 102253 т чугуна, расход массы на торкретирование составил – 5 т.

Сделаны следующие выводы: Отработана технология выполнения и эксплуатации заливной желобной массы, изготовленной по технологии АФ РГП «НЦ КПМС РК». Средняя стойкость составила 102-137,7 тыс. тонн чугуна при удельном расходе массы 0,073-0,088 кг/т чугуна, что не только не уступает иностранным аналогам, а в некоторых случаях и превышает их показатели. Данная масса рекомендована к применению в футеровке желобов на доменных печах.

➤ **Леточная масса для закрытия, восстановления и наращивания леточного канала доменных печей.**

Согласно программе работ, утвержденной начальником доменного цеха, в период с 01 июля по 30 августа 2016 г. специалистами доменного цеха в присутствии представителя Астанинского филиала РГП «Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан» были проведены промышленные испытания леточной массы, изготовленной по технологии АФ РГП «НЦ КПМС РК».

Опытно-промышленные испытания проводились с целью оценки служебных свойств леточной массы и целесообразности применения ее в будущем на доменной печи №4 на АО «АрселорМиттал Темиртау».

Масса использовалась для закрытия, восстановления и наращивания леточного канала. Леточная масса партии № 43 использовалась для закрытия чугунных леток №1 и 2 ДП № 1. Общее количество леточной массы, поставленной для испытаний, составило 10,4 т. Пластичная, быстротеплопроводящая безводная масса состоит в основном из огнеупорных минеральных наполнителей кремнеземистого состава и композиционной органической связки. Леточная масса изготовлена в виде брикетов весом 4-5 кг, упакованных в пищевую пленку.

Для закрытия леточного канала использовалась электрическая пушка типа Э-7-0,5 (0,5 м³) с давлением массы под поршнем 7 МПа, открытие леточного канала осуществлялось машиной МВ2ЛН-100-3200-51 без перфорации, буром диаметром 36 мм и шириной пера 70-90 мм.

За период испытания леточная масса на ДП №1 была израсходована в объеме 7,8 тонны, произведено 40 закрытий выпусков чугуна и шлака. В общей сложности из печи выдано 7834,7 т чугуна и 170 ковшей шлака.

При закрытии выпусков продолжительность подачи леточной массы в канал летки составила 8-12 сек. Расход массы на одно закрытие – 125-165 кг. Время выдержки пушки у леточного канала – 5 мин. Нагрузка на электродвигатель поршня

пушки – 150-180 А, что на 50-80 А больше нагрузки при работе на леточной массе, изготовленной по разработке АФ РГП «НЦ КПМС РК».

Длина леточного канала на всех выпусках с использованием испытываемой леточной массы составляла от 2 до 2,7 метра, что соответствует технологическим требованиям при производстве чугуна на ДП №1. При необходимости путём увеличения количества подаваемой массы в леточный канал на 2-4 секунды, длина леточного канала увеличивалась за одно закрытие до 0,5 метра. Понижения давления в печи на выпусках с использованием леточной массы не отмечено.

При вскрытии леточного канала требовалось в среднем 2 бура и 0,3 кислородной трубки. При работе на одной летке на вскрытие требовалось 2 бура без применения кислородных трубок, при увеличении интервала между выпусками от 5 до 24 часов, расход буров и кислородных трубок увеличивался до 3 и 2 шт., соответственно. Во время выпусков разгар леточного канала был незначительным, в пределах нормы. Длина леточного канала оставалась постоянной. При выдаче продуктов плавки струя шла ровно, без разбрызгивания, выдача чугуна и шлака проходила в полном объеме.

После применения масс были сделаны следующие выводы:

- Открытие и закрытие леточного канала соответствует требованиям доменного цеха АО «АрселорМиттал Темиртау».
- При использовании леточной массы в пять-шесть раз сократилось время выдержки пушки у летки, по сравнению с массами собственного производства, что способствует увеличению срока службы пушки и облегчает проведение горновых работ по подготовке главного желоба к следующему выпуску, а также при необходимости открытию следующего выпуска через 20-40 минут;
- Применение леточной массы существенно облегчает горновые операции по зарядке пушки массой;
- Применение леточной массы, как в летний период времени, так и в зимний не требует предварительного подогрева леточной массы в теплушках;
- Леточная масса производства Астанинского филиала РГП «Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан» рекомендуется к применению на доменных печах.

➤ **Огнеупорный бетон для крышек желобов.**

Специалистами доменного цеха в присутствии представителя АФ РГП «НЦ КПМС РК» были проведены промышленные испытания бетонной смеси для футеровки крышек аспирации главных и транспортных желобов, созданной по технологии АФ РГП «НЦ КПМС РК».

Бетонная смесь применялась для футеровки крышек аспирации главных и транспортных желобов на литейном дворе ДП № 2 и 3. Согласно рекомендациям АФ РГП «НЦ КПМС РК», произведена футеровка 6 крышек (из них 3 – средние, 3 – манипуляторные) на ДП №3 и 1 крышка на ДП №2.

Все работы по монтажу материала на крышки системы аспирации и контролю качества были произведены подрядчиком АО «АрселорМиттал Темиртау». Разогрев крышек системы аспирации был осуществлён газовыми горелками. Сушка и разогрев осуществлялись в соответствии с рекомендациями, представленными АФ РГП «НЦ КПМС РК».

Стойкость на средних крышках без ремонта составила от 50 до 60-ти суток, против традиционных 20-30 дней.

Стойкость манипуляторной крышки составила 30 суток, против стандартно установившихся 15-20 дней.

На сегодня данный материал применяется на постоянной основе.

II. ТОО «Kazakhmys Smelting»

➤ В период с 11.11.2020 по 25.01.2021 г., на Жезказганском медеплавильном заводе ТОО «Kazakhmys Smelting» (ЖМЗ) проведены испытания опытно-экспериментальной партии огнеупорного бетона. Испытания показали ряд преимуществ по сравнению с традиционными огнеупорами.

На первое испытание было поставлено 3 тонны данного бетона, которым была произведена заливка горловины анодной печи № 3 на анодном участке плавильного цеха ЖМЗ. В течение 6 дней производился разогрев, после чего анодная печь вышла на рабочий режим.

В результате работы печи за указанный период, было проведено 83 анодные плавки. Итого в АП-3 было загружено 17430 т холодного сырья.

Состоялось промежуточное обсуждение результатов испытаний огнеупорных материалов АФ РГП «НЦ КПМС РК».

Установлено, что при визуальном осмотре горловины анодной печи № 3, где был применен огнеупорный универсальный бетон, футеровка на момент осмотра простояла более двух месяцев, футеровка горловины имела незначительные повреждения, что по факту превышает стойкость, достигаемую при использовании традиционных материалов, и полностью соответствует требованиям медеплавильного завода.

III. Усть-Каменогорский металлургический комплекс (УК МК) ТОО «КАЗЦИНК»

➤ Тот же вышеуказанный универсальный бетон для желобов был предложен нами на Усть-Каменогорский металлургический комплекс (УК МК) ТОО «КАЗЦИНК». По результатам испытаний был подписан положительный Акт о пригодности применения данного бетона на желобах.

Приемный желоб анодной печи № 1 был залит огнеупорным бетоном 3 сентября 2021 года и находился на сушке 7 дней. С 10 по 17 сентября он находился на разогреве. В период с 17.09.2021 по 08.11.2021 г. с использованием приемного желоба, залитого нашим бетоном, было произведено 44 операции по розливу анодной меди.

Был сделан вывод, что огнеупорный бетон годен к применению для бетонирования приемных желобов анодных печей УК МК. Однако разработанный нами технический регламент предусматривал сушку и разогрев приемных желобов после заливки бетоном. Была достигнута договоренность о проведении дополнительных испытаний, исключающих длительную сушку и разогрев.

➤ АО «ТНК Казхром»

В 2018 году Астанинским филиалом РГП «НЦ КПМС РК» были начаты испытания леточной массы на **Актюбинском заводе ферросплавов**.

Первые испытания прошли успешно, и было принято решение об укрупненных испытаниях леточной масс на всех печах ПЦ № 4 того же завода. Испытания прошли в 2019 году и вновь показали успешные результаты, отраженные в соответствующем Акте. При этом немаловажным является тот факт, что наша масса по стоимости намного дешевле немецкого аналога.

Так же по результатам проведенного тендера, мы выиграли к поставке 174 тонны леточной массы на **Аксуский завод ферросплавов**. 22 сентября 2019 года было отгружено на Аксуский завод ферросплавов 120 тонн леточной массы.

В 2020 году, на Актюбинском заводе ферросплавов прошли укрупненные промышленные испытания, куда было поставлено для этих целей 300 тонн леточной массы. Испытания показали также возможность применения данной массы в качестве

альтернативы иностранным аналогам. Имеется Акт испытаний. Продолжаются работы по усовершенствованию состава леточной массы с учетом пожеланий потребителя

Таким образом, за период 2013-2023 годы в результате проводимых Астанинским филиалом РГП «НЦ КПМС РК» работ по коммерциализации научных разработок, были произведены поставки 15 216 тонн огнеупоров на сумму 7 045 813 819 (семь миллиардов сорок пять миллионов восемьсот тринадцать тысяч восемьсот девятнадцать) тенге (рисунок). За период с 2013 по 2023 год Астанинским филиалом РГП «НЦ КПМС РК» было уплачено в пользу государства налогов на общую сумму 995 391 594 (девятьсот девяносто пять миллионов триста девяносто одна тысяча пятьсот девяносто четыре) тенге.

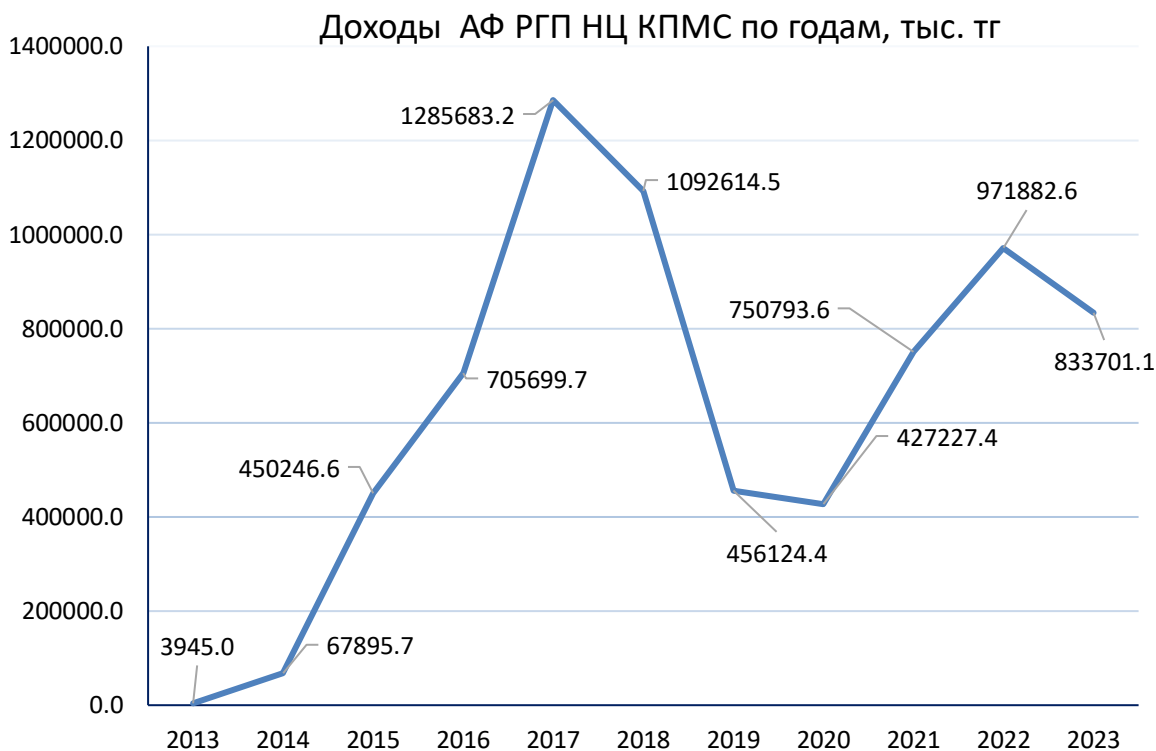


Рисунок – Динамика коммерческой деятельности АФ РГП НЦ КПМС РК

Участие ВНИИцветмета в развитии гидрометаллургической технологии переработки окисленных и смешанных медных руд месторождений Республики Казахстан

Сизикова Н.В., Кушакова Л.Б.

(Филиал РГП «НЦ КГМС РК» «ВНИИцветмет», г. Усть-Каменогорск, Казахстан)

По данным, приведенным в ежегодном отчете Международной исследовательской группы по меди (International Copper Study Group, ICSG), доля товарной меди, полученной из медных руд по гидрометаллургической технологии: при их выщелачивании с переработкой растворов по схеме «жидкостная экстракция-электролиз» (SX-EW), составила в 2021 году 18,4% от общемирового производства меди (3,9 млн. тонн меди из общего производства 21,2 млн. тонн). Согласно прогнозам экспертов ICSG, в 2026 году доля меди, производимой по данной технологии, увеличится до 18,8% (5,87 млн. тонн меди из общего производства 31,2 млн. тонн).

Крупнейшей страной-производителем меди является Чили. По данным группы ICSG на 2022 г., лидером мирового производства меди является чилийский медный рудник Escondida с годовым производством 1510 тыс. тонн.

За последнее десятилетие, в связи с истощением действующих месторождений медных руд в Казахстане, ростом объемов геологоразведочных работ, началом разработки ряда новых месторождений и увеличением цен на медь, а также возможностью применения экстракционной технологии, позволяющей получать катодную медь высокой чистоты при высокой экономической эффективности, интерес к изучению возможности использования технологии «кучное выщелачивание – SX-EW» применительно к переработке медных руд в республике, также значительно возрос.

Исследования по возможности применения экстракционной технологии для переработки различных видов казахстанского сырья ведутся во ВНИИцветмете с 1997 г., начиная с совместного Проекта научно-технического сотрудничества Казахстана и Японии в области разработки экологически чистой технологии добычи и переработки минерального полиметаллического сырья. В ходе выполнения работ по Проекту ВНИИцветмету была передана в пользование изготовленная в Японии автоматизированная опытно-промышленная установка (ОПУ) для проведения укрупненных испытаний обогатительных и гидрометаллургических процессов переработки различного минерального сырья.

Исследования и разработка технологий переработки окисленных и смешанных медных руд методом кучного выщелачивания являются одним из основных направлений деятельности ВНИИцветмета на протяжении уже более, чем 15-ти лет, в связи с чем к имеющемуся в лаборатории оборудованию в 2005-2006 гг. добавились необходимые для проведения данных исследований изготовленные в институте перколяционные колонны диаметром 195 мм и высотой 1,78 м, а также построенное при поддержке ТОО «Корпорация Казахмыс» отделение перколяции руды в большеобъемных колоннах (в количестве 4 шт. диаметром 485 мм и высотой 5 м).

На основании результатов исследований по кучному выщелачиванию, проведенных в институте в течение последнего десятилетия на окисленных и смешанных медных рудах более 20-ти месторождений Казахстана (Актогай, Коунрад, Бенкала, Нурказган, Шатыркуль, Карчига, Таскора, Борлы, Аяк-Коджан, Бозшаколь, Байтемир, Бесчоку, Жезказган, Вавилонское, Ай, Коксай, Алмалы, Коктас, Беркара и др.), были разработаны Регламенты на проектирование для переработки руд порядка пятнадцати месторождений, которые легли в основу целого ряда металлургических проектов по кучному выщелачиванию.

При сравнении результатов исследований и практики уже существующих предприятий можно выделить ряд особенностей предприятий кучного выщелачивания в Казахстане.

Производительность предприятий Казахстана по количеству получаемой меди сравнительно невысока от 2,5 до 25 тыс. тонн катодной меди в год, что обусловлено запасами меди в окисленных рудах. Зона окисления на разных месторождениях различна и колеблется от 10-12 до 30 метров. Содержание меди в окисленных рудах также различно от 0,3 до 1,5%. Как правило, руды с повышенным содержанием меди отмечаются в верхних горизонтах месторождений, с увеличением глубины – содержание меди в окисленных рудах снижается. Резко континентальный климат Казахстана, а именно: сухое и жаркое лето (до +40-42 °С) и холодная зима (до минус 40-42 °С), обуславливает необходимость капитального строительства; укрытие системы орошения на штабеле и подогрев продуктивных растворов в зимнее время; необходимость аварийных прудов большой ёмкости для сбора паводковых вод в весеннее время.

Переработка продуктивных растворов выщелачивания на большинстве действующих предприятий осуществляется с применением экстракционной технологии SX-EW. На некоторых мелких предприятиях применяется цементационное осаждение меди на железной стружке. Также был апробирован и метод осаждения меди из растворов сульфидом натрия. Экстракционная переработка растворов осуществляется по различным схемам: 2E-W-1S (две стадии экстракции, водная промывка, одна стадия реэкстракции) или 2E-E_p-W-1S (две стадии и одна параллельная стадии экстракции, водная промывка экстрагента, реэкстракция и электролиз). В Казахстане доступны экстрагенты различных производителей: концерна BASF (марка Lix), компании Solvay (марка Acorga), а также экстрагенты китайского производства фирмы «Kopper Chemical» (марка Mextral).

В институте ВНИИцветмет в 2007-2010 гг. для ТОО «Сары Казна» был выполнен целый ряд научно-исследовательских работ по выщелачиванию отвалов Коунрадского рудника (исторически накопленные отвалы окисленных и сульфидных забалансовых руд). На основании проведенных исследований был разработан Технологический регламент, выполнен проект, и в августе 2008 г. введен в эксплуатацию первый опытный экстракционный завод в Казахстане на отвалах Коунрадского рудника производительностью 200 кг катодной меди в сутки. В 2012 году здесь же был запущен завод ТОО «Медная компания Коунрад» производительностью 10 тыс. тонн катодной меди в год.

Несмотря на низкое содержание меди в отвалах (0,10-0,15% и менее), значительная их высота (от 20 до 40 м) позволяет получать продуктивные растворы с удовлетворительным содержанием меди, а благоприятный состав породообразующих минералов (преобладание кварца) обеспечивает низкий расход кислоты и относительно невысокое содержание примесных компонентов (Fe, Al, Mg, Si и др).

На основании результатов проведенных во ВНИИцветмете исследований были также запущены в эксплуатацию завод по переработке смешанных руд месторождения Бенкала по технологии кучного выщелачивания с переработкой растворов по схеме SX-EW (2012 г.) и экстракционный завод на месторождении Аяк-Коджан производительностью 2,5 тыс. тонн катодной меди в год (июнь 2014 г.). Однако, согласно последним данным, на обоих предприятиях по различным причинам производство в настоящее время приостановлено.

Наиболее крупное предприятие в Республике Казахстан, перерабатывающее окисленные медные руды, расположено на месторождении Актогай. На месторождении выделяется несколько типов окисленных медных руд, отличающихся по вещественному составу и технологическим свойствам: вулканиты, диориты и гранодиориты. Среднее содержание меди в рудах 0,3-0,37%. Выщелачивание осуществляется в отвалах на руде карьерной крупности.

Результаты проведенных во ВНИИцветмете в рамках выполненного комплекса работ в 2007-2013 гг. исследований были использованы специалистами KAZ Minerals PLC (Казахмыс переименован в KAZ Minerals PLC после завершения реорганизации 31 октября 2014 г.) при разработке Технологического регламента на переработку окисленных медных руд месторождения Актогай способом «кучное выщелачивание-SX-EW». Для выполнения технико-экономического обоснования, а затем проекта на строительство предприятия в качестве подрядчика выступала компания «Ausenco».

Предприятие по переработке окисленных медных руд месторождения Актогай, согласно данным KAZ Minerals PLC, введено в эксплуатацию в декабре 2015 г. В 2016 году производство катодной меди на оксидном заводе достигло полной проектной мощности и составило 25 тыс. тонн катодной меди. Площадка выщелачивания окисленных руд этого месторождения была спроектирована в два этапа. Первая площадка выщелачивания окисленных руд месторождения Актогай была введена в эксплуатацию в 2015 году и полностью выведена из эксплуатации в начале 2023 г. Вторая площадка была введена в эксплуатацию в 2020 г. Согласно опубликованному отчету о производственной деятельности за первый квартал 2023 года, производство катодной меди на предприятии из оксидной руды снизилось по сравнению с предыдущим кварталом на 5% (до 5,2 тыс. тонн), как и ожидалось, из-за сезонных колебаний температуры. Объем производства меди из оксидной руды, по ожиданиям, составит около 20 тыс. тонн в год до 2024 года.

В 2016-2017 гг. в институте ВНИИцветмет проводились исследования технологии кучного выщелачивания окисленных медных руд месторождения Алмалы Карагандинской области, на основании результатов которых был разработан Технологический регламент. Особенности вещественного состава окисленных медных руд этого месторождения (низкое содержание меди в руде, благоприятное соотношение породообразующих минералов) определили основные проектные решения: необходимость трёхстадийного дробления руды, относительно высокий размер штабеля (до 12 м), длительный период выщелачивания, применение параллельной схемы экстракционной переработки растворов и др. В 2018 году предприятие ТОО «Sary-Arka Copper Processing» по переработке медных руд месторождения Алмалы производительностью до ~10 тыс. катодной меди в год запущено в эксплуатацию.

В ноябре 2022 года начато производство на новом гидрометаллургическом заводе ТОО «Irkaz Metal Corporation» по технологии «кучное выщелачивание-SX-EW» в Карагандинской области на базе медных руд месторождения Борлы производительностью до 5 тыс. катодной меди в год.

В 2017-2022 г. во ВНИИцветмете были проведены комплексные исследования по переработке окисленных и смешанных медных руд месторождения Беркара Восточно-Казахстанской области методом кучного выщелачивания, на основании результатов которых был также разработан Технологический регламент. В текущем году предприятие ТОО Arx Minerals по переработке медных руд Беркаринского месторождения по технологии «кучное выщелачивание-SX-EW» было запущено в эксплуатацию. Ряд готовящихся к реализации проектов по переработке медных руд по гидрометаллургической технологии в настоящее время проходит стадию проектирования.

Согласно имеющейся информации по деятельности ряда действующих и запущенных в эксплуатацию предприятий по переработке окисленных и смешанных медных руд месторождений Казахстана по технологии «выщелачивание (выщелачивание в отвалах, кучное выщелачивание)-SX-EW», полученные в ходе проведения лабораторных исследований и опытно-промышленных испытаний во ВНИИцветмете основные показатели (извлечение меди, расход кислоты) при соблюдении режимных параметров ведения процессов, заложенных в Технологический регламент, подтверждаются данными, достигнутыми на практике.

Кремнеуглеродный композит: от лабораторных испытаний к производству

*Сухарников Ю.И.¹, Ефремова С.В.¹, Джусупов С.А.¹, Ермишин С.В.¹,
Кабланбеков А.А.^{1,2}, Жарменов А.А.¹*

(¹РГП «НЦ КПМС РК», г. Алматы, Казахстан,

²Казахстанско-Британский технический университет, г. Алматы, Казахстан,)

Среди огромного разнообразия отходов сырья растительного происхождения особое внимание привлекают отходы рисопереработки - рисовая шелуха и рисовая солома. Причиной тому является уникальный состав, обусловленный присутствием достаточно высокого содержания диоксида кремния, связанного с органическим углеродом. Это позволяет получать на их основе гибридные органо-минеральные материалы, интерес к которым в последнее время возрастает как с научной, так и с практической точек зрения. Более того, отходы производства риса представляют собой многотоннажное возобновляемое сырье, что делает возможным их использование в промышленных масштабах.

Научные исследования по переработке рисовой шелухой с целью получения углеродных и/или кремнийсодержащих материалов проводятся на протяжении многих десятилетий. Предложены различные способы ее использования в сыром и в модифицированном виде в качестве топлива, компонента строительных материалов, углеродных и кремнеземных сорбентов, сырья для получения карбидокремниевых и кремниевых материалов и др. Однако до настоящего времени нет промышленного производства по получению кремнеуглеродных композитов.

Мир композиционных материалов безграничен. В повседневной жизни никто не задумывается об их существовании, свойствах, назначении. На самом же деле они прочно вошли во все сферы жизнедеятельности. Отличительной особенностью таких материалов является многокомпонентное единство. Резино-технические и фрикционные углеродные изделия, включая шины автомобилей и тормозные диски самолетов, - далеко неполный перечень композитов, выпуск которых предусматривает использование специальных веществ, содержащих углерод и диоксид кремния. Кремнеуглеродный композит из рисовой шелухи – проверенный материал для их изготовления. Как показали испытания в ТОО «Резинотехнические изделия», ТОО «Резина», его применение в производстве резин обеспечивает улучшение технологических характеристик изделий, повышение эластичности и прочностных свойств на 10-15%, снижение себестоимости изделий на 10%. По результатам испытаний, выполненных в ЗАО «Промтехавиа», введение кремнеуглерода в состав шихты для производства тормозных дисков для самолетов вместо традиционных ингредиентов способствует повышению физико-механических и триботехнических характеристик изделий на 10-20%; снижению линейного износа на 20-25%, тормозного пути самолетов во влажной атмосфере на 50%.

Полученный на основе растительного сырья кремнеуглерод не обладает экотоксичностью. Наряду со сбалансированным по содержанию углерода и диоксида кремния составом он может быть использован в качестве биологически активного вещества в кормлении сельскохозяйственных птиц и животных. Использование кремнеуглерода в качестве кормовой добавки повышает питательную ценность комбикормов и положительно влияет на продуктивные качества сельскохозяйственных птиц и животных. Как показали результаты научно-хозяйственного эксперимента на ряде птицефабрик, введение 1-2% кремнеуглерода в корм птицы повышает сохранность поголовья до 100%, снижает расход корма на единицу привеса на 15-20%, повышает

яйценосткость на 7-8%; снижает бой яиц на 13%. Рентабельность применения кремнеуглерода в бройлерном производстве составляет 16,2%, в яичном производстве - 18,2%.

Создание инновационного производства кремнеуглеродного композита при поддержке АО «Фонд науки» (проект № АР 15573666) откроет широкие перспективы его использования в различных направлениях. На текущий момент в рамках проекта разработана проектно-конструкторская документация общей схемы производства и размещения отдельных аппаратов. Разработана конструкция и рассчитаны параметры и теплотехнические характеристики аппаратов пиролиза рисовой шелухи при 600 °С и охлаждения кремнеуглеродного материала. Выполнены рабочие чертежи и изготовлены детали оборудования. Подготовлены помещения площадью 3800 м² для размещения производства.

Использование растительного сырья в угольной энергетике – путь снижения выбросов парниковых газов

Хен В.А.

(ТОО «Научно-производственный центр комплексной переработки растительного сырья», г. Алматы, Казахстан)

Annotation

A method for reducing industrial greenhouse emissions is proposed, based on reducing the consumption of solid fuel in industrial furnaces and thermal power plants, by adding an innovative catalyst for increasing the calorific value of vegetable coal produced by hydrolysis of wood fiber (wood, plant biomass) based on carbonic acid.

Key words: solid fuel, hydrogen, charcoal, hydrolysis, steam explosion hydrolysis, water, carbon dioxide, carbonic acid, lignin, natural lignin, hard coal, oil, gas, greenhouse emissions purification, greenhouse emissions, global warming.

Аннотация

Предложен способ снижения промышленных парниковых выбросов, основанный на снижении потребления количества твёрдого топлива в промышленных печах и ТЭЦ, посредством добавления катализатора повышения теплотворности угля растительного происхождения, произведённого гидролизом древесного волокна (древесина, растительная биомасса) на основе угольной кислоты.

Ключевые слова: твёрдое топливо, водород, древесный уголь, гидролиз, паровзрывной гидролиз, вода, углекислый газ, угольная кислота, лигнин, натурлигнин, уголь каменный, нефть, газ, очистка парниковых выбросов, парниковые выбросы, глобальное потепление.

Аннотация

Өнеркәсіптік пештер мен жылу электр станцияларында қатты отын шығынын азайтуға негізделген, көмір қышқылы негізінде ағаш талшықтарын гидролиздеу арқылы өндірілген өсімдік көмірінің жылу құндылығын арттыру үшін инновациялық катализаторды қосу арқылы өнеркәсіптік жылыжай шығарындыларын азайту әдісі ұсынылады (ағаш, өсімдік биомассасы).

Түйінді сөздер: қатты отын, сутегі, көмір, гидролиз, бу жарылысының гидролизі, су, көмірқышқыл газы, көмір қышқылы, лигнин, табиғи лигнин, тас көмір, мұнай, газ, парниктік шығарындыларды тазарту, парниктік шығарындылар, жаһандық жылыну.

Разработан способ и устройство высокоскоростного паровзрывного гидролиза открытого типа, отличающаяся от известных способов применением углекислого газа, который при температуре +200 °С и давлении 100 кг/см² в прессформе соединяется с парами воды, образует угольную кислоту [Патент РК №31635 от 31.10.2016]. Полученный таким способом «натурлигнин» (собственное название продукта разработчиков технологии) - экологически чистый материал, он не содержит вредных летучих веществ, в отличие от промышленного сульфатного гидролизного лигнина.

Производство натурлигнина ускоренным способом с применением угольной кислоты, гидролизная промышленность становится экологически чистым и позволит существенно повлиять на снижение объемов выбросов парниковых газов.

Исследования термохимической активации уплотненной растительной биомассы, показали, что при повышении содержания лигнина в образцах повышается их теплотворная способность [«Известия Санкт-Петербургской лесотехнической

Академии», выпуск 224, 2018 г.]. Это свойство лигнина позволяет использовать как твердое топливо.

Так, при проведении экспериментальных работ с угольными брикетами при добавлении 1% натурлигнина в угольные брикеты, повышалась теплотворная способность на 30%. При добавлении 10% натурлигнина в брикеты – теплотворная способность увеличилась на 50%. Присутствие натурлигнина в составе угля вызвало изменения в его теплотворной способности.

Следовательно, добавление натурлигнина в уголь позволяет сэкономить количество потребляемого угля в промышленных печах и котлах ТЭЦ, что соответственно сокращает объемы выбросов парниковых газов, и при розжиге угля с изменёнными свойствами также оказывает влияние на изменение процесса горения, с уменьшением выделения CO₂. Ранее были получены результаты, что натурлигнин выделяет большое количество водорода [«Горный журнал Казахстана», № 7,8 июль-август 2018гг., НТО «КАХАК»], а при горении водород, как известно, выделяет не углекислый газ, а воду. Именно поэтому уголь, с добавлением натурлигнина меняет свои свойства и изменяется процесс горения. Эти факты необходимо изучить и разработать технологию сжигания угля для управления процессом горения топлива с катализатором и экономии его. Все эти факторы будут способствовать снижению объемов выбросов парниковых газов.

При соответствующем финансировании проекта и достижения результатов дальнейших исследований по получению более экологичного топлива, позволит внести существенный вклад решение проблемы глобального потепления. Парниковый газ, выделяемый при сжигании натурлигнина потребляется при выращивании используемой растительности, следовательно, имеет место кругооборот, а не увеличение его объемов.

Источники

- 1 Хен В.А., Хен С.М., НТО «КАХАК», Журнал «Известия», 2015 г., №3 (50), Альтернативное топливо из отходов сельскохозяйственного производства – соломы и прочей растительной биомассы. Стр. 83-93. <http://www.ntokahak.kz/wp-content/uploads/2015/10/350-2015-kahak-17.10.15.pdf> ;
- 2 Турсунов Т.Б., Хен В.А., Казпатент, Республика Казахстан, Патент РК №31635 от 31.10.2016г.:<http://kzpatents.com/5-31635-ustanovka-dlya-pererabotki-drevesnovoloknistogo-materiala-parovzryvnyy-gidrolizom.html>
- 3 Ссылка на канал в YouTube с экспериментами по производству натурлигнина и его свойств: https://www.youtube.com/my_videos?o=U
- 4 Дмитрий Глумсков, журнал «Эксперт Казахстан» «Бизнес на соломе», 31.10. 2005 г. : <http://expertonline.kz/a8852/>;
- 5 Хен В.А., Хен С.М. «Горный журнал Казахстана», Гипотеза о едином процессе происхождения углеводов, кремния, сланцев и всех полезных ископаемых на Земле, июль-август 2018гг., НТО «КАХАК»: № 7 <http://minmag.kz/wp-content/uploads/2020/02/1807-o-1-211x300.gif>; №8 <http://minmag.kz/wp-content/uploads/2020/02/1811-o-1-211x300.gif>

Секция 2

Индустрия 4.0 в минерально-сырьевом комплексе

Теоретические и инженерные решения по применению специальных сплавов при разработке управляемых механизмов

Ахмедов А.Х.

*(Ташкентский государственный технический университет им. И. Каримова,
г. Ташкент, Узбекистан)*

В настоящее время в различных областях машиностроения, машиностроительного материаловедения, и в частности технологии литья в мировом масштабе идет интенсивное развитие и усовершенствование фундаментальных и прикладных исследований. Эти исследования создают прочную основу для разработки импортозамещающих и конкурентоспособных усовершенствованных устройств, а также нового поколения машин и механизмов с высокой надежностью и точностью. Научной основой этих исследований является классическая теория механизмов и машин. Важным направлением в развитии инженерно-прикладных вопросов является широкое использование новых материалов, таких как композиты, наноматериалы и металлокерамика. Эти материалы имеют уникальные свойства, такие как высокая прочность, жесткость, легкость и износостойкость, что позволяет создавать более эффективные и экономичные машины и механизмы. В научно-исследовательских центрах промышленно развитых странах, таких как США, Германия, Англия, Япония, Китай, Южная Корея, Россия и другие, разрабатываются новые технологии и оборудование, связанные с инженерной практикой. Для достижения этих целей разрабатываются и усовершенствуются теоретические основы механизмов с управляемым трением и применением высокочастотных микровибраций. Для инженерной практики с использованием результатов фундаментальных исследований представляется возможным разрабатывать конструкции механизмов нового поколения с высокими эксплуатационными характеристиками и новые инновационные технологии.

В мире особое внимание уделяется активизации исследований по теории механизмов и машин и материаловедению, которые являются фундаментальными базами развития современного машиностроения, машиностроительного материаловедения и технологии литья. Следует подчеркнуть, что Международная Федерация по теории машин и механизмов (IFToMM) начиная с XIII Всемирного конгресса (Мексика, г. Гуанахуато, 2009 г.) и последующих заседаний Исполнительного совета (2009-2023) среди актуальных научных направлений по ТММ обращает особое внимание на активизацию научных исследований механизмов с управляемыми параметрами и связями. В этой связи для разработки усовершенствованных конструкций управляемых механизмов на основе принципов прецизионной вибромеханики необходимым является разработка и аналитическая реализация математических моделей того или иного технологического процесса. Решение этих вопросов будет способствовать реализации стратегии инновационного развития страны.

С целью реализации этих задач и решения инженерно-прикладных проблем необходимым является использование научных разработок по литейной технологии, в частности высококачественного белого чугуна и алюминий-литиевых сплавов при разработке усовершенствованных конструкций управляемых механизмов при рациональном использовании существующей сырьевой базы. Полученные научные и прикладные результаты могут быть использованы при разработке управляемых механизмов применительно к точному машиностроению, базируясь на совершенствовании технологических процессов. При этом считается важным разработка теоретических и прикладных исследований применительно к

технологическим процессам горнодобывающей, металлургической и других отраслей экономики.

В процессе мировой глобализации несомненным является интеграция фундаментальных и прикладных исследований. В частности интеграция исследований по теории механизмов и машин, машиностроительному материаловедению и литейной технологии может быть основой для разработки конструкций управляемых механических систем с широким применением специальных сплавов (белый чугун, алюминий-литий). Решение данной проблемы в настоящее время является одной из актуальных задач.

Наряду с полученными научными результатами следует подчеркнуть, что к настоящему моменту в исследованиях зарубежных и отечественных авторов не были проведены широкомасштабные исследования по созданию теоретических основ механизмов с управляемыми геометрическими, кинематическими, динамическими параметрами и связями исполнительных звеньев с высшими и низшими кинематическими парами при учете технологических процессов. Кроме того, в мировой практике научных работ по управляемым механическим системам и механизмам в подавляющем большинстве случаев результаты теоретических исследований не завершаются предложениями по разработке конкретных конструкций механизмов применительно к технологическим машинам. Кроме того, при интеграции теории механизмов и машин, машиностроительного материаловедения и литейной технологии крайне недостаточно уделяется внимание вопросам математического моделирования технологического процесса и аналитической реализации математических моделей.

На основании полученных научных результатов по применению сплавов белого чугуна и алюминия при разработке механизмов с управляемыми параметрами и связями на основе принципов прецизионной вибромеханики, исключения износов при трении и других недостатков, экономии базы минерального сырья при усовершенствовании технологического процесса был получен следующий экономический эффект:

- внедрена на «Навоийском машиностроительном заводе» усовершенствованная технология управления параметрами и связями рабочих механизмов горизонтальной и вертикальной вибрационных мельниц и шаровой дробилки. В результате производительность дробильных машин, используемых в горнодобывающей промышленности, увеличилась на 12-14%;

- внедрен на «Навоийском машиностроительном заводе» разработанный «метод временных интервалов» при интегрировании математической модели сложных фазовых движений рабочих органов дробилок. В результате метод оценки работы новых конструкций возрос на 25-30%;

- внедрена на «Навоийском машиностроительном заводе» технология воздействия высокочастотных вибраций на фрикционные характеристики кинематических пар вибрационных механизмов. В результате энергозатраты при работе вибрационных механизмов, применяемых в горно-геологической промышленности, снизились на 10-15%;

- внедрена на «Навоийском машиностроительном заводе» разработанная математическая модель технологии снижения трения деталей из белого чугуна рабочих органов машин с управляемыми параметрами. В результате сопротивление трения рабочих органов управляемой машины увеличилось на 12-14%;

- внедрены на «Навоийском машиностроительном заводе» математические модели, оценивающие изменение зеркальных включений в белом чугуне при литье деталей машин, характеризующие изменение включений в сплаве с повышением температуры при загрузке шлака в ванну ожижения. В результате энергозатраты на технологические процессы при разработке управляемых механизмов уменьшились на 14-16%.

Создание системы высокоточного позиционирования для условий открытой разработки месторождений

Балтиева А.А.¹, Шамганова Л.С.¹, Самсоненко А. И.²

(¹ Филиал РГП «НЦ КПМС РК» «ИГД им. Д.А. Кунаева», г. Алматы, Казахстан,

² ДТОО «Институт космической техники и технологий», г. Алматы, Казахстан)

Представлены результаты исследования по созданию системы высокоточного позиционирования для условий открытой разработки месторождений. Проект финансировался Комитетом науки МОН РК по линии грантов на научно-технические проекты на 2018-2020 гг. и софинансировался частным партнером АО «ССГПО». Работа выполнялась совместно с ДТОО «Институт космической техники и технологий».

Ключевые слова: карьер, высокоточное спутниковое позиционирование, ГНСС, технология дифференциальной коррекции сигналов.

Основная цель разработанного комплекса – создание системы высокоточного позиционирования для условий открытой разработки месторождений, в частности определения геодезических координат с помощью современных спутниковых навигационных технологий в режимах реального времени и постобработки. В качестве объекта для апробации и внедрения было определено Качарское месторождение АО «ССГПО». В процессе испытаний была решена проблема передачи сигнала на дно карьера и за пределы отвалов. Основные методы исследования основываются на технологии дифференциальной коррекции сигналов Глобальной навигационной спутниковой системы (ГНСС).

Разработанная система прошла все запланированные испытания в 2020 году и успешно внедрена в промышленную эксплуатацию на Качарском карьере. На программное обеспечение "Система управления потоком корректирующей информации", разработанное в рамках исследования, было получено Свидетельство на авторское право. В июле 2019 года данная тема была награждена как лучший инновационный доклад на XIX Международной научной геоконференции SGEM 2019, проводившейся в городе Албена, Болгария.

Одним из основных компонентов реализованной системы является установленная на Качарском карьере постоянно действующая базовая станция дифференциальной коррекции. Данная станция предназначена для максимальной автоматизации полевых и камеральных маркшейдерско-геодезических работ, а также повышения точности и оперативности определения координат объектов в режимах постобработки и реального времени. Основной функцией непрерывно действующей базовой станции является собирать информацию о кодовых и фазовых данных с ГНСС сигналов и распространять эту информацию между пользователями АО «ССГПО» и специалистов, работающих на месторождении и выполняющих геодезические и маркшейдерские задачи. Расположение всех модулей системы на объекте представлены на рисунке 1.

Алгоритм научно-исследовательских работ представлен по следующей цепочке: разработка проектной документации опорной геодезической сети и базовой станции дифференциальной коррекции (в т.ч. разработки эскизного и технического проектов); разработка программно-математического обеспечения по обработке данных спутниковых измерений; изготовление геодезического пункта и БСДК; создание центра дифференциальной коррекции и сети передачи данных; проведение предварительных испытаний, опытной эксплуатации и приемочных испытаний для промышленной эксплуатации.



Рисунок 1 – Расположение модулей базовой станции дифференциальной коррекции

Разработанное программно-математическое обеспечение (ПМО) по обработке данных спутниковых измерений структурно делится на три подсистемы:

- подсистема взаимодействия с внешними портами;
- подсистема интерфейса пользователя;
- подсистема хранения данных.

Для решения проблемы передачи сигнала на дно карьера и за пределы отвалов был разработан специальный мобильный модуль - активный ретранслятор. Активным ретранслятором является приёмо-передающее радиотехническое устройство, которое располагается на промежуточных пунктах линий радиосвязи, функция которого заключается в усилении принимаемых сигналов и дальнейшей их передаче [1, 2]. После завершения работ по созданию системы высокоточного позиционирования были проведены: предварительные испытания, опытная эксплуатация и приемочные испытания для промышленной эксплуатации.

Весь комплекс испытаний проводился Комиссией в составе представителей Частного партнера АО «ССГПО» (Каচারский горнодобычный комплекс), исполнителей филиала «РГП «НЦ КПМС РК» «Институт горного дела им. Д.А. Кунаева» и соисполнителей ДТОО «Институт космической техники и технологий».

Значимость данной разработки в национальном масштабе состоит в обеспечении высокоточным позиционированием территории горнорудного предприятия и позволяет решить две основные задачи открытого горного производства на ближайшую перспективу: увеличить производительность труда за счет внедрения цифровых технологий и значительно повысить его безопасность [3, 4].

Источники:

- 1 Baltiyeva A.A., Raskaliyev A.S., Samsonenko A.I., Shamganova L.S., Fan H. Development of the software and technical complex of the high-precision satellite

- positioning system in the conditions of open pit mining processes. *Kompleksnoe Ispol'zovanie Mineral'nogo Syr'a. = Complex Use of Mineral Resources = Mineraldik Shikisattardy Keshendi Paidalanu.* - 2020. № 4 (315), pp. 42-48. <https://doi.org/10.31643/2020/6445.35>.
- 2 Ахмедов Д.Ш., Раскалиев А.С., Уразбеков А.К. Спутниковая система высокоточного позиционирования инфраструктурных и подвижных объектов магистральной сети АО «НК «Қазақстан темір жолы». *Вестник Автоматизации.* ISSN 1810-8626. № 1 (55), март, 2017.
 - 3 Shamganova L.S., Baltiyeva A.A. Akhmedov D.S., E. Kalyuzhny S.. Development of a system of high-precision satellite positioning in the open-pit of Northern Kazakhstan // 18th International Multidisciplinary Scientific Geoconference SGEM 2018. Conference proceeding volume 18. Informatics, Geoinformatics and remote sensing issue 2.2 – Albena, 2018, P. 723-728.
 - 4 Кузьменко С.В., Шамганова Л.С., Ахмедов Д.Ш., Балтиева А. А. Информационно-навигационное обеспечение горных работ на карьерах Соколовско-Сарбайского горно-обогатительного производственного объединения // *Горный журнал.* 2018. № 5. С. 72–76. DOI: 10.17580/gzh.2018.05.11.

Обзорно-аналитический анализ подземной отработки запасов руд Восточного участка месторождения «Акжал» в условиях сложной морфологии

Бекбергенов Д.К.¹, Джангулова Г.К.², Бектур Б.К.³

(¹Филиал РГП «НЦ КПМС» РК ИГД им. Д.А. Кунаева, г. Алматы, Казахстан,

²НАО КазНУ им. аль-Фараби, г. Алматы, Казахстан,

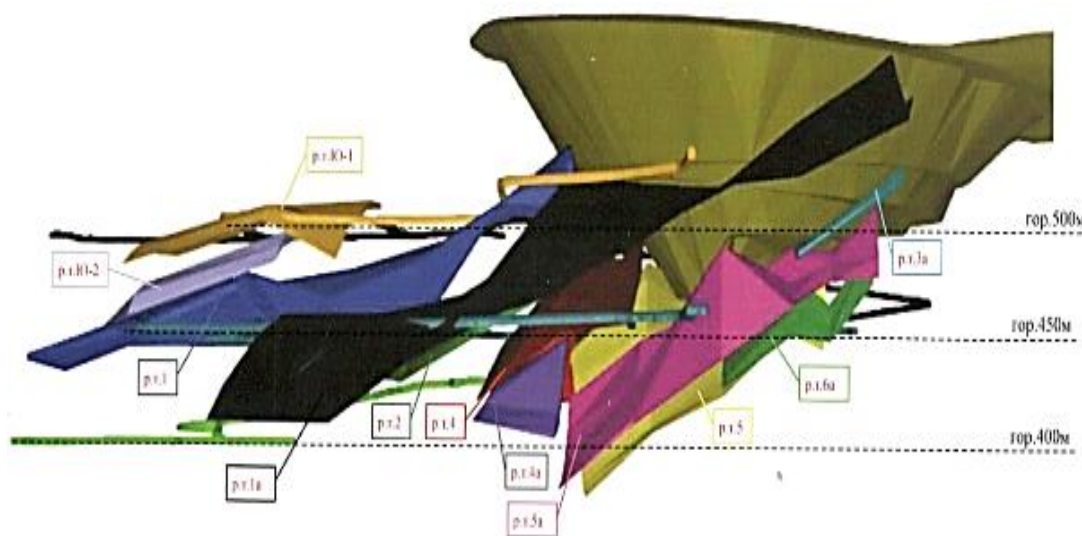
³КазНУ им. Сатпаева, г. Алматы, Казахстан)

Обзорно-аналитический анализ отработки запасов руд Восточного участка в условиях сложной морфологии проведен на основании изученных горно-геологических данных месторождения «Акжал» [1-3].

Геологическое строение месторождения «Акжал» представлено стратифицированными отложениями верхнего девона и нижнего карбона, а также интрузивными и жильными породами. Промышленное оруденение локализовано в пачке массивных известняков, узкой лентой протягивающейся в субшротном направлении на 5÷5,5 км, где ширина рудовмещающей «ленты» (полосы) изменяется от 50÷100 до 300÷350 м.

Протяженность Восточного участка составляет 1900 м. Оруденения локализованы в приповерхностной части в интервале глубин от 0 до 120 м и постепенно погружаются до глубины 250÷300 м, залегают в диапазоне глубин от 400 до 600 м в тектонически опущенном блоке крайне восточного фланга.

В соответствии с выполненным ТОО «MBS Consulting (г. Караганда, 2020 г.) Локальным проектом для отработки выемочных единиц горизонтов +450 м, +500 м на Восточном участке, с учетом пространственного и структурного положения, а также из-за прерывистости оруденения, выделены рудные тела 1 и 1а; 2; 3 и 3а; 4 и 4а; 5 и 5а; 6а; рудные тела Южное 1 и Южное 2 (рисунок 1).



Параметры рудных тел по мощности в среднем составляют от 4,5 м до 9,3 м, а по углу падения в основном пологие – от $0\div 10^\circ$ до $0\div 25 (30)^\circ$ и наклонные - $40\div 55^\circ$, только в рудных телах 5а и 6а, а также по сложности инженерно-геологических условий разработки месторождение «Акжал» относится к категории средней мощности.

Предпроектной проработкой ТОО «MBS Consulting» были рассмотрены два варианта системы разработки:

- система подэтажного принудительного обрушения с торцевым выпуском руды (проектный вариант);
- камерно-столбовая система разработки.

На Восточном участке карьер имеет следующие параметры: длина – 1100м, ширина – 450м, глубина – 165м.

Морфология рудных тел в пределах участка зависит от нескольких факторов, в том числе, и от бортового содержания, принятого при их оконтуривании. Мощность рудных тел сильно изменчива, характеризуется наличием отдельных пережимов, раздувов и разветвлений. Свинцово-цинковые рудные тела месторождения в пределах участка, характеризуются крутопадающим залеганием, начиная с поверхности на глубину 450-550м.

Выводы:

На основании обзорного анализа для освоения подземных запасов Восточного участка месторождения «Акжал», эксплуатируемое ТОО «NOVAЦинк», приведены нижеследующие результаты:

1. Характеристика оруденения Восточного участка и горнотехнические условия его разработки на Восточном участке с учетом пространственного и структурного положения, а также из-за прерывистости оруденения, всего выделено 22 основных и второстепенных рудных тела. При этом из 14 выделенных рудных тел наиболее крупным является рудное тело 3, оно включает порядка 35-40 % от запасов руды и металлов участка;

2. Необходимо отметить, что на Восточном участке месторождения «Акжал» выделенные рудные тела 1, 1а, 2, 3 и 3а, 4 и 4а, 5 и 5а, 6а, рудные тела Южное 1 и Южное 2 имеют отличительно-особенное горно-геологическое строение по простиранию с прерывистым оруденением и неправильными различными геометрическими формами с углами залегания и изменяющимися параметрами по мощности рудных тел и породными междупластиями (рисунок 2, на примере профиля 44).

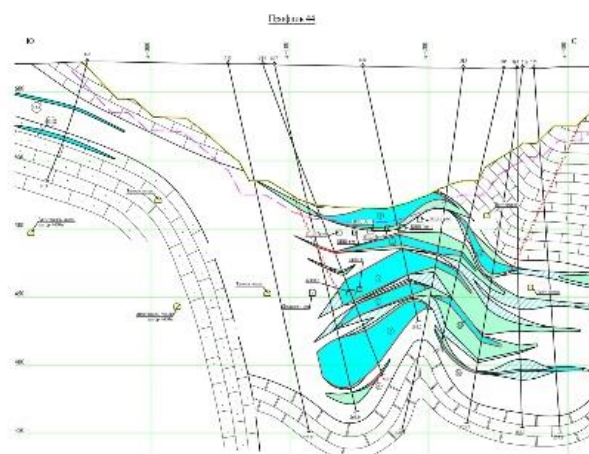


Рисунок 2 – Расположения рудных тел на Восточном участке, на примере профиля 44

В связи с чем, принимая основные горно-геологические и горнотехнические характеристики Восточного участка для каждого рудного тела по мощности рудных тел и углу падения, требуется рациональный вариант системы разработки, связанный с технологическими процессами рекомендуемых систем разработки.

Источники

- 1 Проект промышленной разработки запасов месторождения «Акжал» подземным способом. Часть: геологическая, гидрогеологическая технологическая (горная и горно-механическая). КазГипроцветмет, том 2, Книга 1. Пояснительная записка, Усть-Каменогорск, 2013. – 132 с.
- 2 План горных работ на разработку месторождения «Акжал» подземным способом (корректировка). Том 1, Книга 1. ТОО СП ВЕКТОР Республика Казахстан, ТОО «NOVAЦинк», 2021 г. – 289 с.
- 3 Локальный проект для отработки выемочных единиц горизонтов +450 м, +500 м Восточного участка рудника «Акжал». ТОО «NOVAЦинк», ТОО «MBS Consulting». Караганда, 2020. – 87 с.
- 4 Отчет о НИР Исследование эффективности отработки подкарьерных запасов восточного участка месторождения Акжал и геомеханическое обоснование системы разработки с определением порядка отработки рудных тел. Караганды, 2021. – 75 с.

Цифровые технологии в управлении электромагнитным молотом

Васин К.А.

(Филиал РГП «НЦ КПМС РК» «ИГД им. Д.А. Кунаева», г. Алматы, Казахстан)

В лаборатории РИДГП проводилась работа по ПЦФ BR05236712 «Технологическая модернизация горных производств на основе перехода к цифровой экономике» по теме №5 «Разработать технологии и горное оборудование для безвзрывной добычи твердых полезных ископаемых». В 2020 году была разработана технологическая схема вторичного дробления горных пород с применением электромагнитного молота (ЭММ) с цифровым управлением и были проведены стендовые испытания.

Работа ЭММ заключается в последовательном выполнении следующих этапов:

- Взвод – поднятие ударной части для накопления потенциальной энергии;
- Рабочий ход – падение – преобразование потенциальной энергии в кинетическую плюс разгон до ударной скорости;
- Удар – взаимодействие ударной части через ударник с породой – ударная скорость плюс продолжительность удара. Все три этапа работы ЭММ составляют цикл удара. Таким образом, для реализации многорежимного управления необходимо обеспечить автоматизированное регулирование технологических параметров каждого этапа.

На рисунке 1 приведена функциональная схема разработанной автоматизированной системы цифрового управления (АСЦУ) электромагнитным молотом.

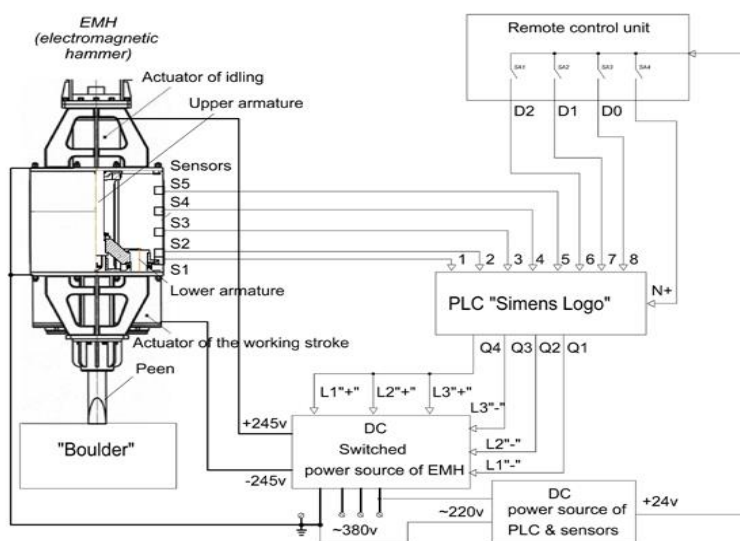


Рисунок 1 – Автоматизированная система цифрового управления электромагнитным молотом

Электрическое питание электромагнитных двигателей осуществляется управляемым источником постоянного тока, который позволяет управлять выпрямлением положительных и отрицательных полувольт каждой фазы трех фазной промышленной сети. Контроль положения подвижной части ЭММ осуществляется пятью индуктивными датчиками S1-S5. Сигналы с датчиков S4 или S5 на этапе «Взвод», позволяют поднимать подвижную часть на соответствующую высоту с помощью электрической энергии всех трех фаз положительной полувольты, а на этапе «Рабочий ход», по сигналам с датчиков S5, S4 и S3, соответственно включать L1, L2 и

L3 фазы отрицательной полуволны, тем самым осуществляя последовательный разгон.

На этапе «Удар» работают датчики S2 и S1. По сигналу датчика S2, который находится на высоте удара подвижной части по ударнику, запускается секундная задержка на переключение с этапа «Рабочий ход» на этап «Взвод». Это позволяет в момент удара прижимать и подвижную часть, и ударник к разрушаемой породе для обеспечения максимальной силы разрушения. Если в течении этой секунды порода разрушается, то ударник вместе с подвижной частью проваливается и срабатывает датчик S1, по сигналу которого АСЦУ обесточивает ЭММ. Если порода от удара не разрушена, включается новый цикл удара. Включение работы ЭММ осуществляется по сигналу датчика S2, когда ЭММ прижимается к разрушаемой породе. Мозгом АСЦУ ЭММ является промышленный логический контроллер (ПЛК) «Simens Logo», который обрабатывает сигналы с датчиков S1-S5 и вырабатывает сигналы управления источнику питания электромагнитных двигателей молота. ПЛК «Simens Logo» и датчики запитаны отдельным блоком питания на 24 вольта.

Разработанный вариант АСЦУ ЭММ обеспечивает семь режимов управления циклами разрушения породы:

- №0 (000) – Выключение АСЦУ ЭММ;
- №1 (001) – Подъем до датчика S4 и свободное падение без тяги двигателями;
- №2 (010) – Подъем до датчика S4 и тяга полной мощностью;
- №3 (011) – Подъем до датчика S5 и тяга с убывающей мощностью;
- №4 (100) – Подъем до датчика S5 и тяга наращиваемой мощностью;
- №5 (101) – Подъем до датчика S5 и тяга малой мощностью (одной фазой);
- №6 (110) – Подъем до датчика S5 и тяга средней мощностью (двумя фазами);
- №7 (111) – Подъем до датчика S5 и тяга полной мощностью (тремя фазами).

Режимы управления АСЦУ задаются с помощью дистанционного блока управления цифровым кодом.

Для создания и загрузки в ПЛК «Simens Logo» коммутационной программы, было использовано программное обеспечение LOGO! Soft Comfort.

В результате проведенных испытаний цифрового управления электромагнитным молотом на базе программируемого логического контроллера «Simens Logo» было установлено:

- электронный блок цифрового управления электромагнитным молотом принимает информацию от 5-ти датчиков положения ударной части ЭММ, обрабатывает ее по заданным алгоритмам и, в соответствии с полученными данными, отдает команды исполнительным устройствам управления электромагнитами. Для управления оптоэлектронными силовыми ключами был реализован программный алгоритм анализа сигналов с датчиков положения подвижной части ЭММ;
- электронный блок цифрового управления электромагнитным молотом на базе программируемого логического контроллера «Simens Logo» позволяет задавать семь режимов работы;
- тяговое усилие электромагнитного привода линейно зависит от величины тока, что позволяет варьировать энергией единичного удара в зависимости от крепости пород, обеспечивая при этом экономию электроэнергии, что является конкурентным преимуществом электромагнитных молотов;
- наличие в электромагнитном молоте индукционных датчиков положения подвижных деталей позволяет их переключением осуществлять изменение высоты подъема бойка, что приводит к возможности регулировать частоту ударов;
- динамическая характеристика электромагнитного привода зависит от разных режимов работы цифрового управления;
- энергия удара ЭММ зависит от разных значений тока и разной высоты подъема подвижных элементов.

Методы и подходы изыскания резервов повышения эффективности использования основного горнотранспортного оборудования на открытых разработках

Галиев С.Ж.¹, Галиев Д.А.¹, Аксаналиев Н.Е.³, Текенова А.Т.²

¹Филиал РГП «НЦ КПМС РК» «ИГД им. Д.А. Кунаева», г. Алматы, Казахстан,

²ТОО «Qazakstan smart technology», г. Алматы, Казахстан,

³НАО «КазННТУ им. К.И. Сатпаева», г. Алматы, Казахстан)

На сегодняшний день немыслимо представить выявление резервов повышения эффективности производительности горнотранспортного оборудования на горнодобывающих предприятиях без соответствующей научно-технологической базы, без развития соответствующего такого рода задачам программно-методического обеспечения с оптимальными подходами в решении эффективности функционирования геотехнологических комплексов на открытых горных разработках. В этом плане, как показывает практика вот уже около 30 последних лет, одним из эффективных инструментов выявления реального потенциала и направлений повышения эффективности функционирования геотехнологических комплексов на открытых разработках является проведение комплексных технико-технологических аудитов, включая энергоаудиты, базирующихся на процессном подходе управления, когда акцент делается на эффективности взаимодействия элементов и подсистем сложных производственных объектов [1-2]. Данный подход наиболее эффективно сочетается с таким перспективным методом исследования, как метод имитационного логико-статистического и объектно-ориентированного моделирования, предоставляющий полный аспект возможностей точного воспроизводства порядка и последовательности операций исследуемых процессов функционирования геотехнологического комплекса, адекватного учёта взаимовлияния и взаимодействия технологического оборудования с геометрией карьерного пространства и со всеми её составляющими геологическими, техническими и технологическими объектами.

При рассмотрении открытых горных разработок с применением автотранспорта, его основными элементами будут карьерная автотрасса, экскаваторный и автомобильный парки, технико-технологические характеристики участков и геометрия карьерного пространства, принятые на предприятии организационные меры и нормативы, основные экономические показатели [4-5]. По автотрассе важно адекватно учитывать её структуру, качество и геометрию дорожного покрытия, затраты на их формирование и поддержание в рабочем состоянии. По экскаваторному и автомобильному парку паспортные технико-технологические характеристики, модели и число работающего и списочного парков, а также их стоимостные характеристики.

При проведении технико-технологического аудита важным составляющим является оценка его энергоэффективности, так как энергоёмкость в циклических технологиях добычи занимает в среднем 60-70% себестоимости горнотранспортных работ, что требует обоснованного выбора моделей основного горного и транспортного оборудования [5]. Оптимальное решение данного вопроса требует адекватного учёта пооперационных затрат горнотранспортного процесса и технического состояния машин, в этом плане обращает на себя внимание КПД двигателя автосамосвала, где его показатели зависят от возраста машин, также динамический подход к учёту энергорасхода автосамосвалами в зависимости от паспортных тяговых характеристик двигателей и трансмиссии машин, где учитывается скорость, энергорасход, дорожное покрытие, автотрасса, режим загрузки автосамосвалов, а также погрузочному оборудованию. Проводимые технико-технологические и энерго- аудиты указывают на

наличие значительного (до 15-20%) потенциала в оптимизации парка основного горного и транспортного оборудования. Это говорит о том, что адекватный учёт технического состояния машин является слабым звеном современной системы проектирования и планирования горнотранспортных комплексов карьеров.

Следующим научно-практическим направлением в свете повышения эффективности функционирования геотехнологического комплекса является изучение дорожного покрытия в карьере, который по операционным затратам не велик, но его влияние на ключевые показатели функционирования геотехнологического комплекса довольно существенны. Также важным фактором является оптимизация организационных мер в процессе реализации буровзрывных работ, где требуется разработка эффективных управленческих решений, вкупе с качеством подготовки горных пород к выемке для сглаживания скачкообразного характера показателей, обусловленный соотношением ёмкостей ковша экскаватора и кузова работающих моделей автосамосвалов, влияющих на производительность и себестоимость горнотранспортных работ.

Одной из современных проблем, а также актуальных задач современных горных работ с открытым способом разработки месторождений полезных ископаемых является снижение углеродной составляющей. Государство в этом плане взяло на себя обязательства по снижению выбросов на 15-25% к 2030 году и полное их исключение к 2060 году. Как показывают научно-практические исследования, при замене дизельного погрузочного оборудования на равноценное по технологическим параметрам электрическое обеспечивается значительное снижение расхода дизельного топлива и себестоимости горнотранспортных работ.

Особое внимание необходимо уделять вопросу амортизации основного горного и транспортного оборудования, где в некоторых случаях применение общепринятых норм амортизации, как показывают исследования, могут быть наиболее оптимальными относительно общих текущих затрат по геотехнологическому комплексу. Выявленный потенциал в исследовании подчёркивает, что для автоматизированных систем управления горнотранспортными работами необходимо в значительной мере расширить участки контроля введением под наблюдение, помимо основного горного и транспортного оборудования, также автотрассу и её загруженность, динамический подход учёта расхода топлива, пооперационный учёт временных, прочих материальных и финансовых затрат.

Таким образом, полученные знания и практическая значимость результатов научно-исследовательской работы в решении вопросов экономики, экологии и изыскании резервов повышения эффективности использования горнотранспортного оборудования на открытых разработках с применением методологии процессного подхода позволяют корректно и комплексно решать проблемы в управлении повышения эффективности функционирования геотехнологического комплекса и снижения себестоимости горнотранспортных работ. Они в достаточной степени могут быть интересны широкому кругу специалистов и менеджеров горнодобывающих предприятий.

Источники

- 1 Дохолян С. В., Петросянц В. З. Реализация процессного подхода к управлению на промышленных предприятиях // Апробация. 2014. № 6. – С. 52–57.
- 2 Каплан А.В., Галиев С.Ж. Процессное управление горнотранспортным комплексом в карьере на основе экономических критериев/ Горный журнал, №6 (2239), 2017. – М: – 2017. – С. 28-33.

- 3 Галиев С.Ж., Галиев Д.А., Сейтаев Е.Н., Утешов Е.Н. О единой методологии управления геотехнологическим комплексом на открытых горных работах/ Горный журнал, №12 (2239), 2017. – М: – 2019. – С. 70-75.
- 4 Галиев С.Ж., Саменов Г.К. Автоматизированная система корпоративного управления геотехнологическим комплексом/ Сборник докладов и каталог VII Межотраслевой конференции «Автоматизация производства - 2016», 29 ноября 2016 г. – М. – 2016. – С. 38-41.
- 5 Галиев С.Ж., Галиев Д.А., Текенова А.Т., Аксаналиев Н.Е., О.Г. Хайитов Энергоэффективность и экологичность функционирования геотехнологических комплексов на карьерах: направления и способы управления./ Журнал «Известия НАН РК Серия геологии и технических наук», №4 (460) Июль-Август 2023. – С. 226-1238. ISSN 2224-5278 ISSN 2518-170X (Online). Q4 индексируется в Elsevier «SCOPUS».

Управления адаптацией технологической и технической подсистем горнотехнической системы в динамике развития горных работ

Глебов А.В.

(Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела
Уральского отделения Российской академии наук (ИГД УрО РАН),
г. Екатеринбург, Россия)

Методология адаптации параметров горнотехнической системы (ГТС) глубоких карьеров с автомобильно-конвейерным транспортом, предусматривает: декомпозицию горнотехнической системы карьера на технологическую и техническую взаимозависимые подсистемы; выявление параметров, подвергшихся отрицательному воздействию внешней и внутренней среды; разработку конкретных решений по изменению структуры и параметров горнотехнической системы и автомобильно-конвейерного транспорта (АКТ) во избежание повышения затрат на транспортирование горной массы.

Между технологической и технической подсистемами ГТС карьера существует количественная связь, выраженная через производительность карьера, скорость подвигания фронта работ, скорость понижения горных пород и провозную способность транспортных коммуникаций (рисунок 1). Оптимальность этих показателей достигается обеспечением взаимного соответствия параметров технологической и технической подсистем ГТС карьера, то есть взаимной адаптацией этих подсистем.



Рисунок 1 – Элементы, параметры и показатели подсистем ГТС и их взаимосвязь

Эффективное управление процессом адаптации возможно лишь тогда, когда система обладает способностью изменять свое состояние в заданных пределах при воздействиях на нее органов управления субъекта в соответствии с изменениями внутренних и внешних факторов, то есть управляемостью.

Управляемость – это свойство системы управления, отражающее ее способность своевременно и без искажений доводить управленческие решения до каждого работника организации. Только в этом случае деятельность всего персонала будет

направлена на достижение общего результата, и все работники будут действовать согласованно и слаженно. Управляемость – одно из основных свойств, обеспечивающих целостность любого производственного процесса.

В качестве критерия управляемости целесообразно использовать вероятность того, что время выполнения задач по адаптации не превысит допустимого значения длительности цикла взаимной адаптации параметров технологической и технической подсистем ГТС:

$$P(T_A \leq T_{\text{доп.ЦА}}) \geq P_d, \%, \quad (1)$$

где $T_{\text{доп.ЦА}}$ – допустимая длительность цикла взаимной адаптации параметров технологической и технической подсистем ГТС;

$P(T_A \leq T_{\text{доп.ЦА}})$ – вероятность того, что время выполнения задач по взаимной адаптации не превысит допустимого значения;

P_d – допустимое значение вероятности, %. Данное значение определяется субъектом исходя из допустимого срока проведения адаптационных мероприятий.

Уменьшение продолжительности обоснования и принятия решений при одновременном повышении качества управляющих воздействий возможно за счёт совершенствования функции регулирования путём разработки и внедрения средств поддержки, принимаемых управленческим персоналом мер по восстановлению процесса транспортирования.

Управляемость системы достигается:

- внедрением эффективных средств автоматизации на всех узлах взаимодействия АКТ и горнотехнической системы;
- обеспечением надежного функционирования геотехнических комплексов АКТ и их взаимодействия с ГТС;
- высокой профессиональной подготовкой персонала управления адаптацией структуры и параметров автомобильно-конвейерного транспорта;
- мониторингом изменений внутренних и внешних факторов;
- своевременным планированием взаимной адаптации структуры и параметров подсистем ГТС;
- оперативным принятием решений и доведением задач до подчиненных.

Мониторинг заключается в выявлении взаимных несоответствий параметров АКТ и ГТС в результате изменения внешних и внутренних факторов путем систематического контроля субъектом показателей динамического равновесия и управляемости по алгоритму, основанному на методологии взаимной адаптации. На основе результатов мониторинга и оценки показателей динамического равновесия и управляемости систем АКТ и ГТ осуществляются соответствующие адаптационные воздействия.

Эффективность разработки глубокозалегающих месторождений полезных ископаемых обеспечивается взаимосвязанным и последовательным управлением процессом взаимной адаптации между геотехническими комплексами внутри системы АКТ и между самой системой АКТ и горнотехнической системой карьера, путем принятия субъектом заранее спланированных технических, технологических и организационных решений в качестве реакции на изменение внутренних и внешних факторов, с учетом исследования адаптационных процессов и закономерностей их развития.

Рассогласование технологической и технической подсистем ГТС карьера, усугубляющееся и накапливающееся с изменением природных, технологических, технических и организационно-экономических условий, устраняется взаимной адаптацией путём приведения в динамическое равновесие их структуры и параметров.

Математическое моделирование составов комплексных ферросплавов

Ерекеева Г.С., Толоконникова В.В., Нарикбаева Г.И., Корсукова И.Я.

(Филиал РГП «НЦ КТИМС РК» «ХМИ им. Ж. Абишева», г. Караганда, Казахстан)

Математическая проблема диаграмм состояний является мировой проблемой химии и металлургии. До 1990 г. она интенсивно разрабатывалась в СССР и за рубежом. Но после 1990 г. интерес к ней немного ослаб из-за отсутствия новых научных подходов на базе строгих термодинамических законов, а не формального математического подходов [1, 2]. В этой связи идеи данной работы фактически поддерживают поиск путей решения актуальной проблемы фазовых равновесий в химии и металлургии. Исследования подобного рода для указанных систем проведены впервые.

Актуальность работы определяется важнейшей ролью фазовых равновесий «твердое–жидкость» и «твердое–твердое» в металлургических системах (диаграммах состояний) для целого ряда химических и металлургических процессов. При этом решение термодинамических проблем фазовых равновесий позволяет прогнозировать строение системы, получить информацию о состоянии компонентов в равновесных фазах и разработать новые высокоэффективные составы сплавов многофункционального назначения. Именно полученные уравнения линий ликвидуса и солидуса, а также поверхностей кристаллизации, фаз позволяют установить термодинамические функции смешения расплавов, по которым легче определить составы сплавов с наиболее высокими энергиями смешения. В металлотермии они позволят получить более чистые рафинированные сорта ферромарганца с высокими технико-экономическими показателями (снижение энергозатрат, с высокой степенью извлечение марганца в металл и т.д.).

Анализ современного металлургического производства показал отсутствие технологий выплавки алюмосиликомарганца и алюмосиликохрома в металлургической промышленности, поэтому в настоящей работе было запланировано провести термодинамическое обоснование возможности выплавки металла заданного состава.

Развитие новых процессов производства комплексных сплавов требует проведение предварительного термодинамически-диаграммного анализа (ТДА) систем Fe–Al–Si–Mn и Fe–Al–Si–Cr. Проведение ТДА требует сведений о термодинамических свойствах всех веществ в рассматриваемых системах, а их отсутствие представляет собой сложную задачу.

Проведена предварительная тетраэдрация диаграмм фазового строения систем Fe–Mn–Al–Si и Fe–Cr–Al–Si на элементарные независимые подсистемы. Разбивка системы осуществлена с учетом конгруэнтных и инконгруэнтных соединений. Сумма относительных объемов элементарных тетраэдров равна единице (1,0000000), что подтверждает верность проведенной тетраэдрации.

На основе теоретических методов расчёта термодинамических характеристик веществ определена термодинамическая константа – энтальпия образования соединений Fe_2Si , $\text{Mn}_{11}\text{Si}_{19}$, MnAl , CrAl_3 : $\Delta H^0_{f\ 298,15\text{Fe}_2\text{Si}} = -81970$ Дж/моль; $\Delta H^0_{f\ 298,15\text{Mn}_{11}\text{Si}_{19}} = -940500$ Дж/моль; $\Delta H^0_{f\ 298,15\text{MnAl}} = -39480$ Дж/моль; $\Delta H^0_{f\ 298,15\text{CrAl}_3} = -181300$ Дж/моль.

На основе полуэмпирических методов расчёта термодинамических характеристик веществ определена термодинамическая константа – стандартная энтропия для ряда соединений: $S^0_{298,15\text{Mn}_{11}\text{Si}_{19}} = 614,2$ Дж/(моль·К); $S^0_{298,15\text{Fe}_2\text{Si}} = 75,8$ Дж/(моль·К); $S^0_{298,15\text{MnAl}} = 50,3$ Дж/(моль·К); $S^0_{298,15\text{MnAl}_4} = 128$ Дж/(моль·К); $S^0_{298,15\text{MnAl}_6} = 193,7$ Дж/(моль·К); $S^0_{298,15\text{MnAl}_3} = 100,7$ Дж/(моль·К); $S^0_{298,15\text{CrAl}_4} = 121,6$ Дж/(моль·К);

$S^0_{298,15\text{CrAl7}}=211,7$ Дж/(моль·К); $S^0_{298,15\text{Cr2Al}}=84,4$ Дж/(моль·К); $S^0_{298,15\text{Cr2Al1}}=323$ Дж/(моль·К); $S^0_{298,15\text{Cr5Al8}}=293,6$ Дж/(моль·К); $S^0_{298,15\text{CrAl3}}=93,1$ Дж/(моль·К).

Определены температурные зависимости теплоёмкости для твердого и жидкого состояний для соединений, входящих в системы Fe–Al–Si–Mn и Fe–Al–Si–Cr.

Полученные результаты позволили определить значения изобарно–изотермического потенциала (энергия Гиббса) для всех соединений, входящие в системы Fe–Si–Al–Mn и Fe–Si–Al–Cr.

Источники

- 1 Пашинкин А.С., Касенов Б.К. Экспериментальные методы химической термодинамики. – Алматы: Ғылым, 2003. – 100 с.
- 2 Hiraki Lu X., Nakajima T., Takeda K., Matsuabe O., Zhu K., Nakamura H.-M., Nagasaka S. Thermodynamic analysis of separation of alloying elements in recycling of end-of-life titanium products // Separation and Purification Technology. – 2012. – Vol. 89. №3. – P. 135-141.

Вклад института «ВНИИцветмет» в метрологическое обеспечение аналитического контроля и стандартизацию продукции цветной металлургии

Казначеева А.М., Ямищикова Л.Н.

(Филиал РГП «НЦ КППМС РК «ВНИИцветмет», г. Усть-Каменогорск, Казахстан)

Институт «ВНИИцветмет» вносит активный вклад в метрологическое обеспечение аналитического контроля и стандартизацию в области продукции цветной металлургии.

В сфере метрологии институт занимается разработкой и производством стандартных образцов состава веществ и материалов. Разработка стандартных образцов проводится в рамках хозяйственных работ, при этом разрабатываются категории ГСО (государственный стандартный образец) или СОП (стандартный образец предприятия). При разработке и производстве стандартных образцов применяются требования основополагающего стандарта ГОСТ 8.315-2019 «Стандартные образцы состава и свойств веществ и материалов. Основные положения».

В современном аналитическом контроле металлургического производства широко используются стандартизированные инструментальные методы анализа химического состава материалов, которые требуют обязательного использования стандартных образцов (СО). СО необходимы для обеспечения единства измерений и требуемой точности измерений посредством градуировки, метрологического контроля средств измерения, контроля точности результатов измерений, валидации методик измерений. Применение СО позволяет обнаружить возможные систематические ошибки используемого метода анализа и оценить правильность полученных результатов анализа. Применение стандартных образцов также позволяет устранить разногласия между потребителями и поставщиками, которые возникают при оценке химического состава сырья и продуктов металлургического производства. Стандартный образец – это практически однородный в отношении аттестуемых элементов материал. Содержание элементов в нем определяется путем многократных анализов с применением различных методов. Установленное содержание аттестуемых элементов указывается в паспорте, прилагаемом к данному СО.

Стандартные образцы также имеют важное значение для сопоставимости и метрологической прослеживаемости результатов измерений в рамках научных исследований, производстве веществ и материалов, обеспечении безопасности жизни и здоровья человека и окружающей среды.

С 1992 года институтом было разработано и зарегистрировано: 17 типов государственных стандартных образцов состава дисперсных материалов, из которых 14 типов признаны в категории межгосударственных и 2 типа в категории КООМЕТ; 4 типа государственных стандартных образцов состава металлов и сплавов (комплекты), 1 тип из которых был признан в категории КООМЕТ; более 150 типов стандартных образцов предприятия. Необходимо отметить, что с 01.07.2021 г. в стране введен национальный стандарт СТ РК ISO 17034-2020 «Общие требования к компетенции производителей стандартных образцов». На основе этого институт готовится пройти аккредитацию как производитель стандартных образцов, однако на текущий момент законодательно еще не утверждено данное требование.

Кроме того, выполняются работы по продлению срока действия сертификатов об утверждении типа ГСО и СОП при подтверждении стабильности состава. Выполняется комплекс работ по поставке стандартных образцов предприятиям Республики Казахстан, странам ближнего и дальнего зарубежья. Стандартные образцы используются предприятиями-заказчиками непосредственно для контроля качества сырья и промышленной продукции, контроля точности результатов анализа, поверки

средств измерений, калибровки оборудования, метрологической аттестации методик выполнения измерений и др.

По части стандартизации на базе института «ВНИИцветмет» с 1994 г. действует межгосударственный технический комитет по стандартизации МТК 504 «Цинк, свинец». МТК создают на основе принципа добровольного участия для сотрудничества заинтересованных государств – участников Соглашения при проведении работ по межгосударственной стандартизации в определенной области деятельности («Соглашение о проведении согласованной политики в области стандартизации, метрологии и сертификации, которое заключено правительствами государств, входящих в Евразийский совет по стандартизации, метрологии и сертификации»). Эти государства участвуют в МТК в статусе полноправных членов или в статусе наблюдателей.

Члены МТК 504 «Цинк, свинец»: в статусе полноправных членов Республика Казахстан, Российская Федерация, Республика Беларусь, Республика Узбекистан; в статусе членов-наблюдателей Азербайджанская Республика, Республика Таджикистан.

В области межгосударственной стандартизации МТК 504 «Цинк, свинец» организует и осуществляет в закрепленной за ним области деятельности следующие основные работы: подготовку предложений в программу межгосударственной стандартизации по закрепленным объектам стандартизации; рассмотрение проектов межгосударственных стандартов, правил, рекомендаций и изменений к ним; периодическую проверку закрепленных межгосударственных стандартов с целью выявления необходимости их обновления или отмены; сотрудничество с МТК в смежных областях деятельности с целью проведения совместных работ по межгосударственной стандартизации или для координации этих работ; сотрудничество с предприятиями (организациями) – пользователями межгосударственными стандартами.

На текущий момент за МТК закреплен 171 межгосударственный стандарт (фактически все разработанные самим МТК либо при участии МТК):

- на методы испытаний продукции цветной металлургии (руды цветных металлов; концентраты цинковые, свинцовые, баритовый, висмутовый; купорос цинковый; порошок цинковый; металлы цинк, свинец, кадмий, индий, висмут, таллий, теллур; сплавы цинковые, цинк-алюминиевые, свинцово-сурьмянистые);

- на технические условия на продукцию (металлы цинк, свинец, кадмий, индий, висмут, таллий; сплавы свинцово-сурьмянистые; купорос цинковый; порошок цинковый).

Помимо того, МТК 504 «Цинк, свинец» разработано 35 национальных стандартов.

Также МТК 504 решает задачи по совместной разработке проектов межгосударственных стандартов. На основе огромного практического опыта работы по разработке стандартов на продукцию свинцово-цинковой промышленности и методы ее анализа, в настоящее время из закрепленных за МТК межгосударственных стандартов им пересмотрено или впервые разработано и введено в действие 54 стандарта и 6 изменений к действующим межгосударственным стандартам.

Источники

- 1 ГОСТ 8.315-2019. Государственная система обеспечения единства измерений. Стандартные образцы состава и свойств веществ и материалов. Основные положения. – Взамен ГОСТ 8.315-97; введ. 2021-12-01. – Минск: Евразийский совет по стандартизации, метрологии и сертификации, 2019. – 39 с.
- 2 СТ РК ISO 17034-2020. Общие требования к компетенции производителей стандартных образцов. – Взамен СТ РК ИСО 34-2008; введ. 2021-07-01. – Астана: Госстандарт, 2020. – 33 с.

Перспективы математического моделирования технологических процессов

Каримов К.А., Тураходжаев Н.Д., Ахмедов А.Х., Шахобутдинов Р.Э., Носиров Т.
(*Ташкентский государственный технический университет им. И. Каримова,*
г. Ташкент, Узбекистан)

В настоящее время инновации в машиностроении, энергосберегающие технологии и повышение эффективности переработки, использования минерального сырья и ресурсов являются наиболее актуальными задачами. В особенности, разработка современных технологий переработки минерального сырья, обработки материалов и получения новых конструкционных материалов из промышленных отходов.

Мощным рычагом для разработки теоретических основ, конструкций и инновационных технологий в машиностроительном материаловедении, литейной технологии и технологических процессов переработки минерального сырья является корректное обоснование и постановка задачи по использованию аналитических исследований, в частности, математического моделирования.

Математическое моделирование – это исследование явлений, процессов, систем или объектов путем построения и изучения их моделей и использование последних для определения или уточнения характеристик и рациональных способов построения вновь конструируемых технологических процессов, систем и объектов. Известны аналитические, имитационные, численные, функциональные и матричные математические модели. Математическое моделирование служит не просто способом наглядного и достоверного отображения фактических данных, но и является инструментом получения новой информации. Кроме того, математическое моделирование позволяет воспроизводить определённым образом подобранные условия физико-химической ситуации для изучения взаимоотношений между компонентами в сложных системах на основе термодинамических методов исследования.

Как известно, основой метода математического моделирования является алгоритмизация. Следует особо подчеркнуть, что слово «алгоритм» происходит от имени среднеазиатского ученого IX века Мухаммада ибн Муса Аль-Хорезми (родился в Хорезме, Узбекистан) около 783 г. – около 850 г.). Аль-Хорезми великий математик, астроном, географ и историк. Благодаря Аль-Хорезми в математике появились термины «алгоритм» и «алгебра».

При математическом моделировании необходимым является чёткое формулирование основных понятий и предположений, основанное на экспериментальных исследованиях, грамотная постановка задачи, корректный выбор модели, гарантированная точность вычислительных алгоритмов. При моделировании сложных технологических объектов нужно дополнительно учитывать разграничение математических и нематематических терминов, а также особенности использования существующего математического аппарата к изучению объектов. Кроме того, необходимым является знания дифференциального и интегрального исчисления, теоретические основы теплофизического, физико-химического взаимодействия, гидравлические и газодинамические закономерности, умение строить и анализировать математические модели тепломассопереноса, использовать основные численные методы для решения инженерных задач и использовать результаты моделирования технологических процессов для практической инженерной деятельности.

На основе аналитического обзора мировой и отечественной литературы по литейным технологиям, переработки минерального сырья и в целом, в

машиностроительном материаловедении, было установлено, что во многих исследованиях авторов не в достаточной мере уделяется внимание вопросам по разработке математических моделей исследуемого технологического процесса. В этой связи приведем следующие примеры.

Учеными Узбекистана с целью разработки и аналитической реализации математической модели объектом исследования были выбраны разработанные технологии высокотемпературной обработки производственных шлаков и отходов, сепарационной обработки в электрических печах и технология извлечения металлов из жидкого шлака. Кроме того, разработана технология повышения эксплуатационных свойств литых деталей из стали марки 45, получаемых методом электрошлакового переплава. Разработаны режимы термической обработки вал-шестерни в водной среде, технологии изготовления зубьев вал-шестерни, поочередной закалки вал-шестерни в среде вода-масло, термическая обработка для повышения срока службы изделия и энергосберегающая технология плавки методом электрошлакового переплава.

Для составления функциональных зависимостей с целью определения различных искомых параметров широко использовался интерполяционный многочлен Лагранжа, алгебраические системы уравнений. Составляется общеизвестная интерполяционная многофункциональная система Лагранжа, которая преобразуется в алгебраическую систему уравнений. Решая эту систему, определяются искомые целевые функции.

Приведем следующий конкретный пример. В литейном цеху авторами были проведены опытно-испытательные исследования по определению снижения содержания кислорода в получаемом расплаве в зависимости от содержания алюминия в электроде. Для случая, когда диаметр кристаллизатора равен 300 мм, получены следующие численные значения:

$$n = 3, \lambda_0 = 4, \lambda_1 = 8, \lambda_2 = 12, \lambda_3 = 16;$$

$$\mu_0 = 0,035, \mu_1 = 0,021, \mu_2 = 0,013, \mu_3 = 0,011.$$

С учетом этих данных система уравнений приводится к следующему виду:

$$\begin{cases} a_0 + 4a_1 + 16a_2 + 64a_3 = 0,035 \\ a_0 + 8a_1 + 64a_2 + 512a_3 = 0,021 \\ a_0 + 12a_1 + 144a_2 + 1728a_3 = 0,013 \\ a_0 + 16a_1 + 256a_2 + 4096a_3 = 0,011 \end{cases} \quad (1)$$

На основании системы уравнений (1) определяются значения $a_0 = 0,055, a_1 = -0,00575, a_2 = 0,000188, a_3 = 0,00002$. При определенном диаметре кристаллизатора получаем следующую целевую функцию по определению содержания кислорода в зависимости от изменения содержания алюминия в электроде:

$$\mu(\lambda) = 0,055 - 0,00575\lambda + 0,000188\lambda^2 - 0,000003\lambda^3. \quad (2)$$

На основании зависимости (2) переменная λ характеризует содержание алюминия в электроде, а $\mu(\lambda)$ характеризует содержание кислорода в зависимости от содержания алюминия.

Дальнейшим развитием исследований для более сложных технологических процессов представляется необходимым составление дифференциальных уравнений в зависимости от задачи (линейные или нелинейные). Следует отметить, что для

формирования математической модели нанотехнологий в первом приближении составляются дифференциальные уравнения в частных производных.

Математическая модель, характеризующая термодинамический процесс перехода газа в состояние плазмы дугового разряда на основе законов неразрывности потока, сохранения энергии и изменения импульса, в виде дифференциального уравнения в частных производных имеет следующий вид:

$$\begin{aligned} \Omega_s E^2 - \frac{1}{r} \frac{\partial}{\partial r} \left(\lambda \frac{\partial T}{\partial r} \right) - P &= c \rho \frac{\partial T}{\partial x}, \\ \frac{\partial P}{\partial x} - r \frac{\partial}{\partial r} \left(\frac{1}{r} \eta(r) V(r) \right) &= 0, \end{aligned} \quad (3)$$

где, Ω_s – электрическое напряжение, r – радиус кристаллизатора, T – температура, P – давление, η – средняя масса электро-газового потока.

Нелинейное дифференциальное уравнение в частных производных (3) решается численным способом с помощью метода конечных разностей.

В результате этих исследований следует особо отметить, что разработка и аналитическая реализация математических моделей процессов позволяют упростить дорогостоящие экспериментальные исследования. Иными словами, на основании аналитических исследований можно спрогнозировать результаты последующих экспериментов. Это служит основой для автоматизации технологических процессов.

Математическое моделирование процессов калибровки валков шаропрокатного стана

Каримов К.А., Тураходжаев Н.Д., Шахобутдинов Р.Э., Носиров Т.Н.
(Ташкентский государственный технический университет им. И. Каримова,
г. Ташкент, Узбекистан)

На сегодняшний день структура спроса на металлопродукцию и требования к ней имеют существенные изменения. В металлургической отрасли накопился ряд проблем, нерешённость которых снижает эффективность производства металлопродукции. Прежде всего, это высокие издержки, связанные с большой энерго- и ресурсоемкостью существующих технологий.

Прокатный стан – это совокупность оборудования с вращающимися валками, между которыми происходит процесс пластической деформации металла методом сдавливания. В результате металлическая заготовка меняет свою форму и внутреннюю структуру.

Шаропрокатные двухвалковые станы предназначены для получения заготовок шаров подшипников качения из высокоуглеродистых сталей типа ШХ15 и мелющих шаров из среднеуглеродистых сталей для мельниц. Различные требования к шарам этих типов определяют различия технологических процессов их производства и калибровок валков.

При прокатке мелющих шаров валок отличается наличием калибрующего участка, выравнивающего диаметры заготовок перед формовкой, и удлиненным отделочным участком. Небольшое осевое смещение валков приводит к разрыву перемычки в начале отделочного участка, а затем – к вращению шара относительно оси, перпендикулярной к оси прокатки, срезу перемычек ребрами и к закатке полюсных выступов. Для повышения производительности стана наряду с однозаходными применяют двух- и трехзаходные винтовые калибры, что позволяет получать 2-3 шара за один оборот винтового калибра валков.

Исходным параметром при конструировании валка является его размер по вершинам реборд. Диаметр валка можно выбрать с учётом надежного захвата заготовки валками, прочности валка и малой упругой отдачи при изменении действующих нагрузок, отсутствия налипания металла на валках, наименьшей стоимости и минимального износа валков.

Учёными были проведены опыты по освоению гаммы станок для прокатки шаров, определено оптимальное соотношение между диаметром валков D и прокатываемых шаров d , которое находится в пределах 5-6.

Калибровка валков, особенно для станок винтовой прокатки – наиболее ответственный и сложный элемент технологического процесса, так как наряду с условиями деформации металла необходимо учитывать сравнительно сложное построение геометрии винтового калибра и технологию нарезки калибра [1].

Основной задачей создания новых технологических процессов поперечно винтовой прокатки является разработка и освоение калибровок валков, обеспечивающих получение требуемой формы изделия, требуемых размеров без плен и закатов на наружной поверхности и отсутствия разрыхления металла в осевой зоне изделия. Не менее важным является надежное отделение в валах прокатываемых изделий без повреждения поверхности их торцов и при отсутствии больших заусенцев, обеспечение максимальной долговечности валков. Винтовая калибровка имеет свои особенности для каждого вида прокатываемого изделия [2].

При калибровке сверхзаходных шаропрокатных валков нужно соблюдать постоянство стандартных размеров. Шаропрокатные валки изготавливаются на токарно-винторезном станке, оснащённом специальным копирувальным устройством для нарезания винтовых поверхностей со смещённым центром ручьёв с учётом передаточного отношения копирувального устройства, диаметра калибра и заходности винтовых ручьёв.

Смещённость центров ручьёв обосновывается конической поверхностью формирующего участка шаропрокатного валка. При этом толщина реборды валка меняется по определённому закону, которая позволяет соблюдение трёх условий [1].

Определим толщину реборды для правого и левого валков:

$$b_{\text{прав.}} = k \cdot D_K \quad (1)$$

$$b_{\text{лев.}} = b_{\text{прав.}} + 2 \cdot \left(\sqrt{R_K^2 - r_{\text{н.прав.}}^2} - \sqrt{R_K^2 - r_{\text{н.лев.}}^2} \right) \quad (2)$$

где: k – коэффициент, учитывающий диаметр прокатываемого помольного шара; D_K – диаметр винтового калибра; R_K – радиус винтового калибра; $r_{\text{н.прав.}}$ – радиус перемычки правого винтового калибра; $r_{\text{н.лев.}}$ – радиус перемычки левого винтового калибра.

Для общей протяжённости правого и левого винтового калибра толщина реборды имеет следующий вид:

$$b(\varphi) = \left\{ \begin{array}{ll} 0 & \text{при } 0 \leq \varphi \leq \varphi_1 \\ b & \text{при } \varphi_1 \leq \varphi \leq \varphi_1 + \varphi_2 \\ z_1 \cdot \varphi^2 + z_2 \cdot \varphi + z_3 & \text{при } \varphi_1 + \varphi_2 \leq \varphi \leq \varphi_1 + \varphi_2 + \varphi_3 \\ z_{11} \cdot \varphi^2 + z_{22} \cdot \varphi + z_{33} & \text{при } \varphi_1 + \varphi_2 + \varphi_3 \leq \varphi \leq \varphi_1 + \varphi_2 + \varphi_3 + \varphi_4 \\ z_{21} \cdot \varphi^2 + z_{23} \cdot \varphi + z_{24} & \text{при } \varphi_1 + \varphi_2 + \varphi_3 + \varphi_4 \leq \varphi \leq \varphi_1 + \varphi_2 + \varphi_3 + \varphi_4 + \varphi_5 \\ z_{31} \cdot \varphi^2 + z_{32} \cdot \varphi + z_{34} & \text{при } \varphi_1 + \varphi_2 + \varphi_3 + \varphi_4 + \varphi_5 \leq \varphi \leq \varphi_1 + \varphi_2 + \varphi_3 + \varphi_4 + \varphi_5 + \varphi_6 \end{array} \right\} \quad (3)$$

Аналитические выражения (1), (2) и (3) реализованы на компьютере в среде MathCAD 15. По результатам расчётов получены соответствующие графики.

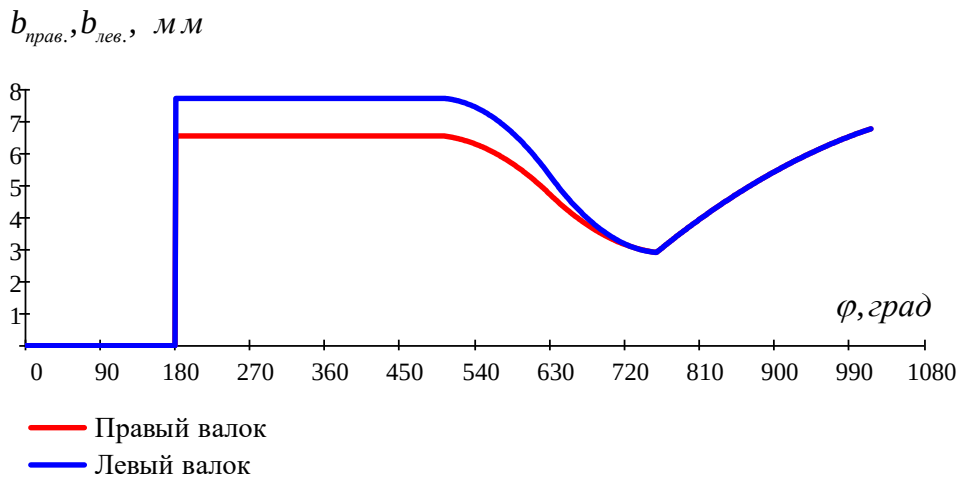


Рисунок 1 – График изменения толщины реборды правого и левого валка

На рисунке 1 представлен график изменения толщины реборды правого и левого вала. Как видно из графика, образование реборды начинается с поворота вала на 180° , горизонтальная прямая означает то, что отделочный участок вала имеет форму цилиндра. Изменение толщины реборды по кривой второго вида относится к формирующему участку шаропрокатного вала, на котором происходит формообразование заготовки цилиндрической формы в шарообразную.

В результате проведённых исследований был освоен выпуск стальных помольных шаров Ø50 на шаропрокатных валках с трёхзаходными винтовыми калибрами со смещённым центром ручьёв в производственных условиях АО «Узметкомбинат».

Источники

- 1 Целиков А.И., Барбарич М.В., Васильчиков М.В., Грановский С.П., Жукевич-Стоша Е.А. Специальные прокатные станы. // – М.: Металлургия, 1971. – 336 с.
- 2 Котенок, В.И. Энергоэкономные калибровки валков шаропрокатных станов / В.И. Котенок, С.И. Подобедов // Металлург. - 2001. – №9. - С.45-47.

Цифровизация основа развития горнодобывающей промышленности

Кожогулов К. Ч.¹, Абдиев А. А.², Абдиев А. Р.²

(¹ИГИОН НАН КР, г. Бишкек, Кыргызстан,

²КГТУ им. И. Раззакова, г. Бишкек, Кыргызстан)

В статье отражены вопросы развития горнодобывающей промышленности Кыргызстана в условиях проблем, с которыми сегодня сталкиваются горнодобывающие предприятия и которые необходимо решить в ближайшем будущем для повышения их эффективности за счет цифровизации недропользования на всех его этапах. Целью работы являлись анализ проблем и оценка уровня цифровизации горнодобывающей промышленности.

Ключевые слова: цифровое развитие, образование, наука, производство, недропользование.

Горнодобывающая промышленность играет важную роль в экономическом развитии Кыргызстана. Этот сектор является основным источником доходов для страны и представляет огромный потенциал для дальнейшего роста. В свете быстро меняющихся технологий и глобальных вызовов, цифровизация становится неотъемлемой частью развития горнодобывающей промышленности.

Результаты

Были изучены различные цифровые технологии, программные комплексы и оборудования для выполнения различных задач, связанных с геологоразведкой, добычей и переработкой полезных ископаемых, применяемые в недропользовании Кыргызстана: геоинформационные системы (ГИС); системы дистанционного зондирования Земли (ДЗЗ); геофизические аппараты; компьютерные программы для моделирования; буровое оборудование и системы контроля; оборудование для обработки и хранения данных.

Следующим этапом был проведен анализ преимуществ цифровизации для горнодобывающей промышленности, которые позволяют повысить эффективность процессов добычи и переработки, улучшить управление геологическими и материальными ресурсами, снизить затраты и улучшить безопасность труда, автоматизировать многие операции, которые ранее выполнялись вручную, что способствует повышению производительности и сокращению времени выполнения работ.

В целом, цифровизация является неотъемлемой частью развития Кыргызстана. Она обещает принести значительные преимущества в виде повышения эффективности производства, оптимизации использования ресурсов. Кыргызстан за последние десять лет (2012-2022 гг.) в рейтинге цифрового развития из 190 стран, поднялся со 116 позиции на 81 по показателю EGI, рассчитываемому по методике ООН исходя из следующих трех компонентов: субиндекса развития электронных государственных услуг, который объединяет показатели, дающие представление о составе, объеме и качестве предоставляемых государственных услуг, а также о техническом уровне их предоставления; субиндекса телекоммуникационной инфраструктуры, который оценивается по степени обеспеченности населения телефонной связью и доступности сети «Интернет»; субиндекса человеческого капитала, который оценивает грамотность, доступность и продолжительность образования в стране.

Выводы

Цифровизация горнодобывающей промышленности в Кыргызстане – это уже не вариант выбора, а необходимость в повышении эффективности и надёжности работы предприятий в сфере недропользования: оптимизация использования георесурсов, потребления энергии, воды и других материальных ресурсов, что позволяет снизить затраты и влияние на окружающую среду; предотвращение аварий, несчастных случаев и повышение безопасности труда на основе роботизации опасных операций и удаленного управления оборудованием.

Рекомендации

Для успешной реализации цифровизации в горнодобывающей промышленности необходимо преодолеть ряд вызовов. Один из них – это высокие затраты на внедрение новых технологий. Кыргызстану требуются привлечение инвестиций и разработка конкретных стратегий для цифровизации и подготовки кадров, которые будут способны работать с новыми технологиями и анализировать данные, чтобы обеспечить успешную реализацию цифрового будущего для горнодобывающей промышленности Кыргызстана.

Источники

- 1 Умаров Т.С. Опыт внедрения отечественного программного продукта Dolon systems в горную промышленность и в систему образования Кыргызской Республики / Т.С. Умаров, Т.С. Узбеков, С.Ы. Алтыбаев // Вестник КРСУ. 2023. Т. 23. № 8. С. 72-76.
- 2 Федорова Н.В. Опыт применения цифровой блочной модели медно-золоторудного месторождения для оптимизации границ карьера / Н.В. Федорова, А.А. Абдиев, Ороков А.Б. и др. // Вестник КРСУ. 2023. Т. 23. № 8. С. 172-178.
- 3 Мамбетова Р.Ш. Исследования гидрогеологических условий Сулюктинского бурого угольного месторождения для создания естественной цифровой гидродинамической модели / Мамбетова Р.Ш., Абдиев А.А., Абдиев А.Р. // Вестник КРСУ. 2023. Т. 23. № 8. С. 150-155.
- 4 Umarov T.S., Abdiev A.A., Moldobekov K., Mambetova R.Sh., Abdiev A.R., Isaev B.A. Creation of digital maps of land disturbed by mining operations. E3S Web of Conferences 420, 03023 (2023) <https://doi.org/10.1051/e3sconf/202342003023/>
- 5 Shakenov A., Abdiev A., Stolpovskikh I. Energy potential of mining transport at mines of Kyrgyzstan located at high altitude. at the 4th International Conference on Sustainable Futures: environmental, technological, social and economic matters (ICSF 2023)

Разработка температурной зависимости давления пара для кальция на основе концепции хаотизированных частиц

Макашева А.М.^{1,2}, Калиева Д.Ж.²

(¹Филиал РГП «НЦ КИМС РК» «ХМИ им. Ж. Абишева», г. Караганда, Казахстан,

²Карагандинский технический университет им. А. Сагинова, Караганда, Казахстан)

Давление насыщенного пара – экспериментально определяемая величина, необходимая для расчета теплоты сублимации и испарения. Величины давлений пара важны также для вакуумной металлургии, электро- и радиопромышленности, ряда других областей науки и техники [1].

Авторами монографии [2] была предложена зависимость давления пара от температуры на основе концепции хаотизированных частиц. В качестве фундаментальной зависимости авторами выбрано распределение Больцмана для частиц вещества по энергетическим уровням в зависимости от температуры. Это распределение позволяет строго находить долю сверхбарьерных частиц по любому заданному энергетическому уровню, в частности, по барьеру кипения.

Концепция хаотизированных частиц базируется на распределении Больцмана по кинетической (тепловой, а, следовательно, хаотизированной) составляющей энергии системы, с выделением трех разновидностей таких частиц – кристаллоподвижных, жидкоподвижных и пароподвижных – в зависимости от преодоления или непреодоления ими тепловых барьеров плавления и кипения. Нормировка распределения Больцмана по точке кипения при атмосферном давлении позволяет отождествить долю сверхбарьерных по теплоте кипения частиц (т.е. пароподвижных частиц) с давлением пара над конденсированным веществом и выразить зависимость этого давления от температуры в виде формулы:

$$p = 101325 \exp \frac{\Delta H_b \left(1 - \frac{T_b}{T}\right)}{RT_b}, \quad (1)$$

где p – давление, Па; 101325 – переводной коэффициент из атм в Па; ΔH_b – теплота кипения при атмосферном давлении, Дж/моль; R – газовая постоянная, Дж/(моль·К); T_b – температура кипения, К; T – текущая температура, К. Этой формулой гарантируется строгое соблюдение нулевого давления при абсолютном нуле температуры и атмосферного давления (1 атм) в точке кипения. Кроме того, формула допускает обращение переменных относительно ΔH_b и T_b , что позволяет находить их из экспериментальных данных по давлению пара и что особенно важно – для высококипящих веществ, для которых эти данные экспериментально труднодоступны и малонадежны.

Проверим применение новой модели для химического элемента второй группы – кальция – умеренно твердый, химически активный щелочноземельный металл, очень легкий, серебристо-белого цвета. Основное применение кальция как восстановителя при получении таких металлов, как никель, медь и нержавеющая сталь. В качестве модификатора его используют в чугунах и сталях. Кальций часто применяется для раскисления стали вместе с алюминием или в сочетании с ним [3].

В монографии [1] указывается на одноатомность паров кальция и на основе обширных экспериментальных данных выводятся температурные зависимости давления пара для твердого и жидкого состояний:

$$\lg p_{\text{тв}}(\text{мм рт. ст.}) = -9051,24/T + 1,030415 \lg T - 7,827 \cdot 10^{-4} T + 6,08968, \quad (2)$$

$$\lg p_{\text{ж}}(\text{мм рт. ст.}) = -12826,75/T - 14,48467 \lg T + 2,00166 \cdot 10^{-3} T + 53,65151. \quad (3)$$

Отметим, что при заимствовании уравнений в справочнике [4] допущены опечатки в первом коэффициенте уравнения (2) и в последнем коэффициенте уравнения (3). В новейшем справочнике приведены данные по $T_m = 1125$ К, $T_b = 1757$ К, а также интервал теплот кипения (3830-4169) кДж/кг, который можно перевести в мольные величины, (153506-167093) Дж/моль. В справочнике [1] есть значения $T_m = 1123$ К, $T_b = 1755$ К, $\Delta H_b = 161600$ Дж/моль, а в [4] – соответственно $T_m = 1122$ К, $T_b = 1756$ К и $\Delta H_b = 152256$ Дж/моль. Таким образом, если точки плавления и кипения установлены достаточно надежно, то теплота кипения нуждается в уточнении.

Это возможно сделать с помощью формулы

$$\Delta H_{b,i} = \frac{RT_b}{1 - T_b/T_i} \ln \frac{p_i}{101325},$$

где T_i и p_i – координаты i -той точки замера температуры и давления. Обработка данных дает среднюю величину $\Delta H_b = (159946 \pm 8869)$ Дж/моль. Введение найденной величины вместе с $T_b = 1757$ К в новую модель испарения позволяет получить расчетную формулу

$$p = 101325 \exp(10,949 - 19237/T). \quad (5)$$

Сравнение экспериментальных и расчетных данных приведено в таблице 1.

Таблица 1 – Сопоставление справочных [1] и рассчитанных по различным моделям данных по давлению пара кальция, Па

T , К	p [1]	$p_{\text{тв}}$ (2)	$p_{\text{ж}}$ (3)	p (5)
500	$1,82 \cdot 10^{-8}$	$3,18 \cdot 10^{-8}$	$1,07 \cdot 10^{-8}$	$1,13 \cdot 10^{-8}$
750	$1,91 \cdot 10^{-2}$	$3,32 \cdot 10^{-2}$	$3,40 \cdot 10^{-2}$	$4,18 \cdot 10^{-2}$
1000	22,6	29,6	31,4	25,5
1123	205	262	262	210
$T_m = 1125$	–	271	270	216
1200	606	804	774	629
1400	5950	7860	7017	6211
1600	32500	40438	35622	34604
$T_b = 1757$	(101325)	107470	98516	101325
1800	120400	135367	126437	131616
2000	339000	334942	356469	383225
2250	949000	757095	1057074	1115833
2500	2166000	1375943	2702821	2623708

Новая модель (5) более равномерно описывает всю область температур, особенно в точках плавления и кипения, и характеризуется более высоким коэффициентом корреляции 0,9708, что дает основание рекомендовать ее в качестве расчетной формулы для давления пара кальция, а использованные характеристики испарения, ΔH_b и T_b – считать согласованными, причем в очень широком интервале температур.

Источники

- 1 Несмеянов А.Н. Давление пара химических элементов. – М.: Изд-во АН СССР, 1961. – 396 с.
- 2 Малышев В.П., Турдукожаева (Макашева) А.М., Оспанов Е.А, Саркенов Б. Испаряемость и кипение простых веществ. – М.: Научный мир, 2010. – 304 с.
- 3 Дюдкин Д.А., Кисиленко В.В. Влияние различных факторов на усвоение кальция из порошковой проволоки с комплексным наполнителем СК40// Электрометаллургия. – 2009. – (№ 5). – С. 2-6.
- 4 Верятин У.Д., Маширев В.П., Рябцев Н.Г. и др. Термодинамические свойства неорганических веществ. Справочник. – М.: Атомиздат, 1965. – 460 с.

Оптимизация извлечения кремния из руды Шалкия в присутствии углерода и железа

Маханбетова Б.А.¹, Шевко В.М.¹, Айткулов Д.К.²

(¹Южно-Казахстанский университет им. М. Ауезова, г. Шымкент, Казахстан,

²РГП «НЦ КПМС РК», г. Алматы, Казахстан)

В статье приводятся результаты исследований по термодинамическому прогнозированию взаимодействия руды Шалкия с углеродом и железой с извлечением кремния в сплав. Определялось влияние температуры и количества железа на технологические параметры. Исследование проводили с использованием комплекса HSC-6.0 и методом рототабельного планирования второго порядка. Построены объемные и плоскостные изображения по влиянию температуры и количества железа на степень извлечения и концентрацию кремния в сплаве. На основании полученных результатов по взаимодействию в системе руда Шалкия-С- Fe установлено что, максимальная степень извлечения кремния в сплав 63,13% наблюдается при 29% Fe, 22%С и 1730 °С. Концентрация кремния в сплаве изменяется от 17,37 до 43,55% и образующиеся ферросплавы относятся к ферросилицию марок: FeSi15, FeSi25 FeSi45

Ключевые слова: сульфидная руда, термодинамическое моделирование, температура, железо, концентрация, ферросилиций, цинк, свинец.

Одним из вариантов улучшения технико-экономических показателей переработки сульфидной руды месторождения Шалкия, которая относится к труднообогатимой [1] может стать прямое переработки руды (минуя измельчения, флотация, отжиг) в присутствии углеродсодержащих восстановителей и железа. В статье приводятся результаты исследований по оптимизации взаимодействия руды Шалкия (5,2% ZnS; 1% PbS; 4,0% FeS₂; 50% SiO₂; 6,6% Al₂O₃; 19,5% CaCO₃; 10,1% MgCO₃; 3,6% Fe₂O₃; 0,7% ΣNa₂O₄+K₂O) с углеродом и железом с извлечением цинка, свинца в газ и кремния в сплав. Исследование проводили с использованием комплекса HSC-6.0 [2] и методом рототабельного планирования второго порядка [3-4].

Таблица 1 – Матрица планирования и результаты исследований по влиянию температуры и количества железа на степень извлечения α_{Si} и концентрацию кремния в сплаве $C_{Si(спл)}$, %

№	Переменные				$\alpha_{Si(спл)},\%$	$C_{Si(спл)},\%$
	Кодированный вид		Натуральный вид			
	X1	X2	T, °C	Fe, %		
1	-1	-1	1559	15.3	24	26.3
2	+1	-1	1841	15.3	53.1	41.8
3	-1	+1	1559	26.7	48.2	26
4	+1	+1	1841	26.7	59	31.3
5	+1,414	0	1900	21	54.3	33.7
6	-1,414	0	1500	21	22.6	17.4
7	0	+1,414	1700	29	61.4	30.6
8	0	-1,414	1700	13	44.4	37.9
9	0	0	1700	21	56.5	34.9
10	0	0	1700	21	57.1	34
11	0	0	1700	21	56.9	34.4
12	0	0	1700	21	57.3	34.8
13	0	0	1700	21	58.3	35.3

Получены следующие уравнения регрессии:

$$\alpha_{\text{Si(спл)}} = -1676,285 + 1,78 \cdot T + 13,527 \cdot \text{Fe} - 4,67 \cdot 10^{-4} \cdot T^2 - 6,34 \cdot 10^{-2} \cdot \text{Fe}^2 - 5,69 \cdot 10^{-3} \cdot T \cdot \text{Fe} \quad (1)$$

$$C_{\text{Si(спл)}} = -743,763 + 0,824 \cdot T + 4,74 \cdot \text{Fe} - 2,11 \cdot 10^{-4} \cdot T^2 + 4,522 \cdot 10^{-3} \cdot \text{Fe}^2 - 3,173 \cdot 10^{-3} \cdot T \cdot \text{Fe} \quad (2)$$

На основании уравнений регрессии построены объемные и плоскостные изображения по влиянию температуры и количества железа на степень извлечения и концентрацию кремния в сплаве. Из рисунка 1 (I) видно, максимальная степень извлечения кремния составляет 63,13% при 29% Fe и 1730 °C. Из рисунка 1 (II) следует, что концентрация кремния в сплаве изменяется от 17,37 до 43,55%. На рисунке 1 (II) выделенная область abcd, в которой содержание Si соответствует ферросилицию марки FeSi45, в области хузн образуется ферросилиций марки FeSi25, а в области ухтм- марки FeSi15 [5]

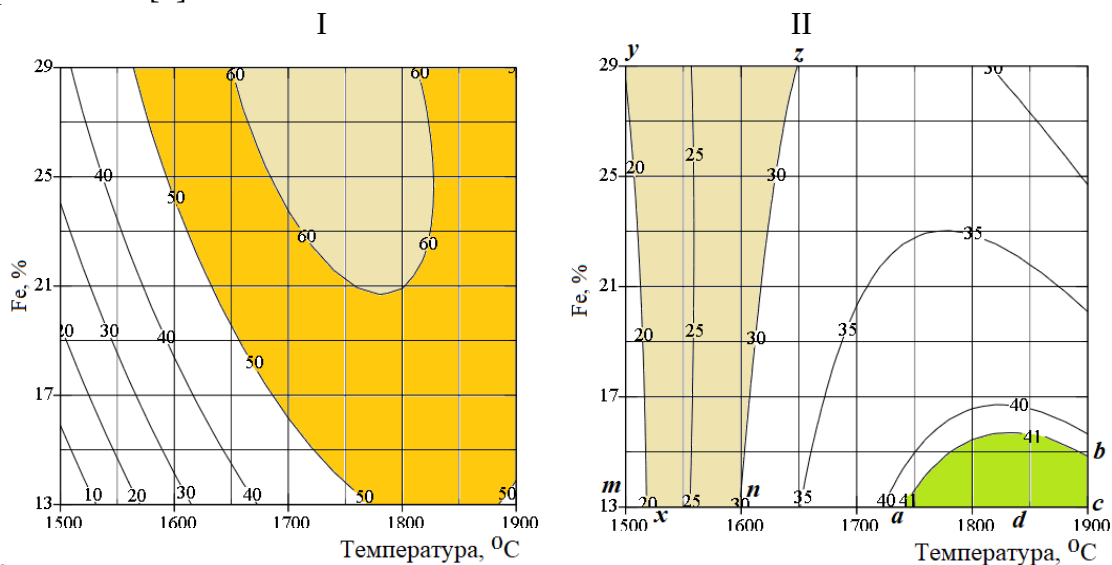


Рисунок 1 – Влияние температуры и количества железа на степень извлечения (I) и концентрацию кремния (II) в сплаве, %

На основании полученных результатов по взаимодействию в системе руда Шалкия-С- Fe установлено что:

- максимальная степень извлечения кремния в сплав 63,13% наблюдается при 29% Fe, 22%С и 1730 °C,
- концентрация кремния в сплаве изменяется от 17,37 до 43,55% и образующиеся ферросплавы относятся к ферросилицию марок: FeSi15, FeSi25 и FeSi45.

Источники

- 1 Проект расширения рудника «Шалкия» (Кызылординская область, Казахстан). Центр экологической оценки «Эколайн» (Москва, Россия), 2016-474с.
- 2 Roine, A. "HSC Chemistry®", [software] Metso:Outotec, Pori, 2021. Available at: www.mogroup.com/hsc [Accessed: 11 October 2021]
- 3 Ахназарова С.А., Кафаров Б.В. Методы оптимизации эксперимента в химической промышленности. - М.: Высшая школа, 1978. - 319 с.
- 4 Инков А.М., Тапалов Т., Умбетов У.У., Ху Вен Цен В., Ахметова К.Т., Дьякова Е.Т. Методы оптимизации: электронная книга. ЮКГУ, 2003
- 5 ГОСТ 1415-93. Ферросилиций. Технические требования и условия поставки.

Компьютерное моделирование фазовых процессов в алюминиевой матрице

Толеуова А.Р., Андреященко В.А.

*(Карагандинский технический университет имени Абылкаса Сагинова,
г. Караганда, Казахстан)*

Введение

В современном мире материаловедения в настоящее время разработка сплавов алюминия и композитов из них приобретает все большее значение. Одной из актуальных задач данного вопроса является механическое сплавление, так как разработка инновационных технологий изготовления различных металлоизделий из алюминиевых сплавов, которые бы обеспечили хорошие эксплуатационные характеристики и повышенные экономические показатели на сегодняшний день является одной из актуальных задач материаловедения в области получения новых сплавов.

Целью данного исследования является разработка возможной технологии синтеза композиционных керамических материалов системы Al_xFe_ySi с использованием аддитивного метода для повышения качества структуры материалов и деталей на их основе.

Материалы и методы исследования

Для более обоснованного выбора необходимых концентраций легирующих элементов и подбора режимов термической обработки требуется всесторонний анализ, как минимум (без учета примесей и малых добавок, попадающих в сталь при выплавке), тройной системы $Al - Fe - Si$. Такой анализ был проведен с помощью современной компьютерной программы Thermo – Calc.

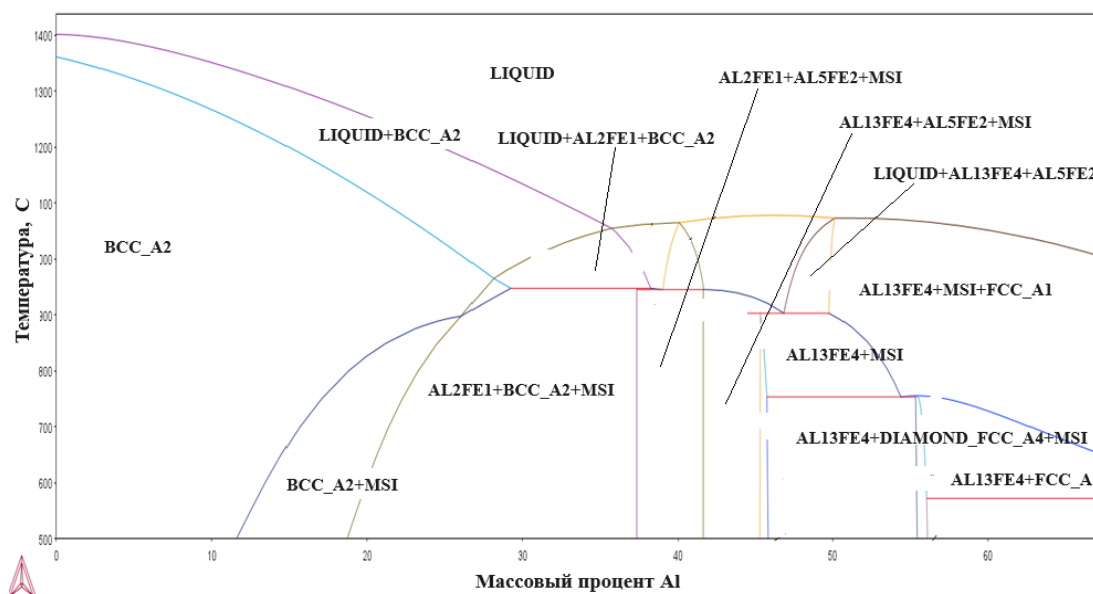


Рисунок 1 – Политермический разрез тройной системы $Al_{62}-Fe_{30}-Si_8$

На рисунке 1 представлен политермический разрез системы $Al_{62}-Fe_{30}-Si_8$ при переменном содержании алюминия и постоянном содержании кремния 8% и железа 30%. Как видно из данного разреза кристаллизация сплава начинается с образования твердого раствора алюминия, имеющего решетку ОЦК, далее идет выделение фаз Al_2Fe , Al_5Fe_2 в интервале температур 950 – 1100 °С и протекает данное фазовое превращение вплоть до 550 °С. Также стоит отметить, что при температуре примерно

880 °C имеется твердофазное эвтектоидное превращение по следующей реакции: $\text{Al}_2\text{Fe} + \text{Al}_5\text{Fe}_2 + \text{FeSi} \rightarrow \text{Al}_{13}\text{Fe}_4$. Образование фазы $\text{Al}_{13}\text{Fe}_4$ идет вплоть до комнатной температуры.

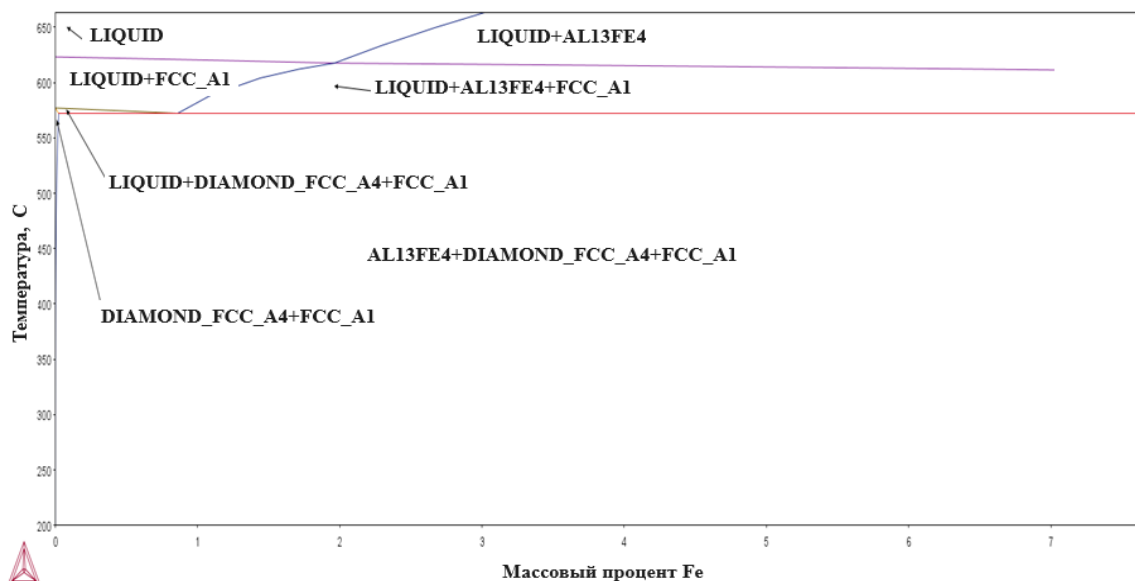


Рисунок 2 – Политермический разрез тройной системы $\text{Al}_{72}\text{-Fe}_{22}\text{-Si}_6$

На рисунке 2 представлен политермический разрез системы системы $\text{Al}_{72}\text{-Fe}_{22}\text{-Si}_6$ при переменном содержании железа и постоянном содержании кремния 6% и алюминия 72%. На данном разрезе можно увидеть кристаллизацию сплава с образования двух фаз: алюминиевого твердого раствора с решеткой ГЦК и фазы $\text{Al}_{13}\text{Fe}_4$ при температуре примерно 640 – 650 °C. Образование этих фаз продолжается вплоть до комнатных температур.

Так как в качестве подложки основного металла была выбрана сталь 3, то далее планируется построение и анализ разрезов в сплаве с содержанием магния, хрома, марганца, будет рассмотрено их влияние на фазовые превращения в системе.

Результаты и их обсуждение

Анализ политермических и изотермических сечений и определение фазового состава при различных температурах дает возможность прогнозировать оптимальный состав и структуру стали.

Данные, представленные в данной статье, являются начальным этапом при выполнении исследований по разработке технологии синтеза композиционных керамических материалов системы $\text{Al}_x\text{Fe}_y\text{Si}$ с использованием аддитивного метода для повышения качества структуры материалов на их основе.

Основной гипотезой проекта является синтез с использованием аддитивных технологий композиционного керамического материала, состоящего преимущественно из высокосимметричной фазы $\text{Al}_8\text{Fe}_2\text{Si}$, способной воспринимать пластическую деформацию.

В дальнейшем будет проведен полный термодинамический анализ по подбору оптимальных концентраций легирующих элементов, таких как магний, хром, марганец в количестве до 1% (использование принципов экономного легирования) с целью разработки рационального режима термической обработки исследуемого сплава. Использование данных легирующих элементов должно способствовать изменению температурных границ образования высокосимметричной фазы $\text{Al}_8\text{Fe}_2\text{Si}$.

Благодарности: настоящее исследование выполнено при финансировании Комитета науки Министерства науки и высшего образования Республики Казахстан (Грант № AP19675471).

Секция 3

Новые технологии добычи и переработки минерального сырья

Еліміздің энергетикалық саласын дамыту мақсатында уран кен орындарын игеру

Орынгожин Е.С.¹, Орынгожа Е.Е.², Әлішева Ж.Н.¹, Жанғалиева М.¹

(¹«ҚР МШКҚӨ ҰО» РМК филиалы «Д.А. Қонаев атындағы Кен істері институты», Алматы қ., Қазақстан, ²Ғ. Дәукеев атындағы Алматы энергетика және байланыс университеті, Алматы қ., Қазақстан)

Жұмыстың мақсаты Қазақстанның энергетикалық дамуы мақсатында гидрогенді уран кен орындарын пайдаланудың инновациялық технологиясын жасау. Өйткені, салыстырмалы жағдайда, Қолданылатын 4%-ға дейін байытылған 1 килограмм уран толық жанған кезде шамамен 100 тонна жоғары сапалы көмірді (1,5 теміржол вагоны) немесе 60 тонна мұнайды (шамамен 1 теміржол цистернасын) жағуға тең энергия бөледі. Ыдырау кезінде нейтрондар уран ядросынан бөлінеді, олар басқа уран ядроларына еніп, олардың ыдырауын тудырады. Уранның бөліну фрагменттері мен нейтрондардың кинетикалық энергиясы (қозғалыс энергиясы) жоғары, олар басқа атомдармен соқтығысқанда бұл энергия жылуға айналады.

Қазақстандағы уран өндіру өнеркәсібінің дамуы негізгі ғылыми және практикалық міндеттерді шешумен байланысты. Қазіргі уран өндіру өндірісі жоғары қарқында, кейбір жағдайларда радиациялық қауіпті жағдайлардың туындауымен сипатталады, оларды жою бойынша тез және тиімді шешімдер қабылдау қажет [1; 2; 3]. Уран кен орындарының әрқайсысының өзіне тән спецификалық сипаттамалары бар, бұл белгілі бір көлемдегі ғылыми зерттеулерді жаңаларын игеру процесінде ғана емес, сонымен қатар белгілі техникалық шешімдерді қолдануда жүзеге асыруды қажет етеді. Бұл жағдайлар уран өндірудің жоғары білім сыйымдылығын объективті түрде анықтайды. Шу-Сарысу және Сырдария облыстарындағы уран кен орындарын пайдалану тәжірибесін талдау мынадай жағдайларда көрсетіледі [1; 2; 3; 4]:

– ұңғымаларды игеру учаскелерінде негізінен айдау және айдау ұңғымаларының сызықты қатарлары (25х25, 25х50, 15х30 м) кезектесіп тұратын схемалар қолданылады. Соңғы жылдары кең кен орындарын игеру үшін ұялы ұңғымалардың схемалары қолданылуда;

– ұңғымаларды орналастырудың сенімді әдістері әлі әзірленбеген, әсіресе кен жатыстарының пайда болуы және сулы горизонттардың гидравликалық байланыстары үшін күрделі құрылымдық жағдайлары бар кен орындары үшін;

– ұңғымалардың схемалары тәжірибелік сынақтар немесе аналогтар негізінде таңдалады.

Қазіргі уақытта әлемнің көптеген елдерінде және Қазақстанда өндірістік процестерді жүзеге асырумен уран өндіру технологиясының жоғарыдағыдай жағдайлары қолданады: уранды игеру кезінде айдау ұңғымалары арқылы химиялық ерітінділерді жеткізу, өнімді уран ерітінділерін айдау ұңғымалары арқылы жер бетіне жеткізу. Сонымен қатар, бұл технологиялық ұңғымалар олардың орналасуының сызықтық (қатар) немесе аумақтық жүйелеріне сәйкес орналасады. Сондықтан, гидрогенді уран кен орындарын пайдаланудың инновациялық технологиясының жұмыс үрдістерін жаңадан құрастыру: зерттеу жұмыстарын екі бағытта жүргізу қажет - қабаттарды ашу және оларды пайдалану, сонымен қатар, уран кен орындарын игеру барысындағы қолданылып келе жатқан технологиялардың кемшіліктерін толық анықтау, сол анықталған кемшіліктерді толығымен жою мақсатында гидрогенді уран кен орындарын пайдаланудың жаңа инновациялық технологиясы ұсыну [1; 2; 3]. Біз уран сутегі кен орындарын пайдаланудың инновациялық технологиясын қолданудың тиімділігін дамытамыз. Семізбайдың сутегі уран кен орындарын игеру үшін поршеньді ұңғымаларды орналастыру жүйесі анықталды. Уран кен орындарының пайдалы

компоненттерін шаймалау үшін химиялық ерітінділердің шығыны анықталды. Пайдалы компоненттердің (металдардың) өнімді ерітінділерін алудың инновациялық технологиясын қолданудың әмбебаптығы көрсетілген. Сутекті уран кен орындарын пайдаланудың инновациялық технологиясының әдістемесі әзірленді. Айдау ұңғымалары сутегі қабаттарына әдетте күкірт қышқылы ерітіндісінен ($H_2O + n\% H_2SO_4$ микроорганизмдерден (*Thiobacillus ferrooxidans*) тұратын жұмыс ерітіндісі жіберілетін ұңғымалар бірдей болады. Айдау ұңғымалары - өнімді ерітіндіден өнімді ерітінді шығарылатын ұңғымалар ретінде де жұмыс істейді.

Технологиялық ұңғымалардың орналасуына байланысты сутегі уран кен орнының пайдалану кен орнын ашу схемасы анықталады. Сутекті уран кен орындарын пайдалану тәжірибесінде технологиялық ұңғымалардың келесі схемалары қабылданады: сызықтық (немесе қатарлы), алаңдық (немесе ұялы) және аралас. Сутекті уран түзілу массивін химиялық ерітінділермен қамтамасыз етудің баламалы әдісін әзірлеу. Жылдық шахта өнімділігі (Р) жылына 1000 тонна уран және өнімді ерітінділердегі (ӨЕ) орташа концентрациясы (С) 70 мг/л болатын өнімді ерітінділердің қажетті мөлшерін (V) анықтау формуласымен шешіледі [1; 2; 3; 4]:

$$V = \frac{P}{C}. \quad (1)$$

Бұл әдістің технологиялық схемасының мәні мынадай: айдау ұңғымалары арқылы айдалатын химиялық немесе биохимиялық ерітінділер сутегі пластинасының массасындағы кеуектер мен жарықтар арқылы жақын маңдағы сорғы ұңғымаларына дейін сүзіледі. Филтрлеу кезінде уран концентрациясымен байытылған химиялық ерітінділер «өнімді ерітінділерге» айналады, олар күндізгі бетке айдалады және өңдеу цехына жіберіледі, онда өнімді ерітіндіні өңдеу сорбция және десорбция процестерін қолдану арқылы жүзеге асырылып, онда уран өндіріледі. Осы мақсатта сорбциялық қондырғы деп аталатын әртүрлі жабдықтар кешені қолданылады. Ол сорбциялық және регенерациялық колонналардан, бай және нашар ерітінділерге арналған бассейндерден, химиялық концентратты өңдеуге арналған резервуарлардан, сорғылардан, құбыр жүйесінен және сілтісіздендіруге, ағынды суларды залалсыздандыруға және тазартуға арналған әртүрлі ерітінділерді дайындауға арналған қосалқы резервуарлар жиынтығынан тұрады. Сүзгілеу коэффициенті 0,5 м/тәуліктен асатын сутектік уран кен орындарын игеру үшін ұңғымаларды ұңғымадағы шаймалау технологиясы ең тиімді болып табылады. Осылайша, жерасты сілтілеудің технологиялық схемасы уран кен орындарының табиғи пайда болуымен қатар, игеру кезінде уран металын сілтілеуді қарастырады.

Қорыта айтқанда, зерттеу барысында, водородті уран кен орындарында инновациялық технологияны пайдаланудың тиімділігі анықталды. Уран кен орындарындағы пайдалы құрамдарды сілтілеу үшін жұмсалатын химиялық қоспалардың шығыны есептелді. Металдарды, соның ішінде пайдалы құрамдардың өнімді қоспасын инновациялық технологияны қолдана отырып игерудің көпжақтылығы көрсетілді. Водородті уран кен орындарында инновациялық технологияның әдістемесі жасалды. Ұңғыларға поршендер орналастырылғандықтан водородті уран қабаттарын 100 × 200 м игеру барысында ұңғы қазу 4-ге дейін азайтылады, сол септі үлкен экономикалық тиімділікке жетіге болады.

Источники

- 1 Орынғожин Е.С., Жанғалиева М.Ж., Әлішева Ж.Н., Орынғожа Е.Е. Қазақстандағы уран кен орындарын игерудің инновациялық технологиясы – Монография. – Алматы: «Шыңғыстау», 2020. – 169 б.

- 2 Oryngozhin E. S., Fedorov E. V., Alisheva Zh. N., In-situ leaching technology for uranium deposits/ Eurasian Mining- ISSN print (Scopus) - 2072-0823. – Moscow, 2021. – P.31-36.
- 3 Цой С.В., Орынғожин Е.С., Метакса Г.П., Жанғалиева М.Ж., Әлішева Ж.Н., Орынғожа Е.Е. Қолданыстағы технологияны бағалау және сутектелген уран кен орындарын пайдаланудың баламалы әдісін әзірлеу// «Еуропалық ғылымның өзекті жетістіктері» халықаралық конференциясы. - София, (Болгария), 2018. – 40-44 б.
- 4 Ye. Oryngozhin, N.A. Yeremin, Metaxa G.P., Zh.N. Alisheva. UNDERGROUND URANIUM BOREHOLE LEACHING // «Bulletin National Academy of Sciences of the Republic of Kazakhstan» (Scopus), - Almaty, 2020. – № 5 – P. 62-69. <http://dx.doi.org/10.32014/2020.2518-170x.85>.

Темір кенін күкіртсіздендіру үрдісінің тиімділігін арттыру бойынша зерттеулер жүргізу

Сағатбеков Ж.С.¹, Макашева А.М.², Атахан М.М.²

*(¹Карагандинский технический университет им. А. Сагинова, г. Караганда,
Казахстан, ²Филиал РГП «НЦ КПМС РК» «ХМИ им. Ж. Абишева»,
г. Караганда, Казахстан)*

Қара металлургия үшін күкіртті магнетит кендері маңызды шикізат көзі болып табылады. Алайда магнетит кендердің құрамындағы күкірт, кремний сияқты қоспалар шойын мен болаттың өндірісі үшін зиянды болып келеді. [1,2]. Себебі алынатын өнімдердің (шойын, болат) сапасын төмендетіп, олардың сынғыштық қасиетін жоғарылатады. Сондықтан темір кендерінің сапасын жақсарту өзекті мәселелердің бірі болып есептеледі. [3].

Жалпы жұмыстың мақсаты – бастапқы күкіртті магнетит кеннің зерттеу және магниттік сепарациялаудың кеннің құрамындағы темірді байытуға және күкірттің мөлшерін азайтуға ықпалын анықтау. Күкірт пен кремний зиянды қоспаларын магниттік емес жүйеге аударудың тиімді технологиялық негіздерін жасау. Зерттеулер жүргізу үшін күкіртті магнетит кенінің сынамасы алынды. Кеннің химиялық құрамы 1-кестеде көрсетілген:

1 кесте – Кеннің химиялық құрамы

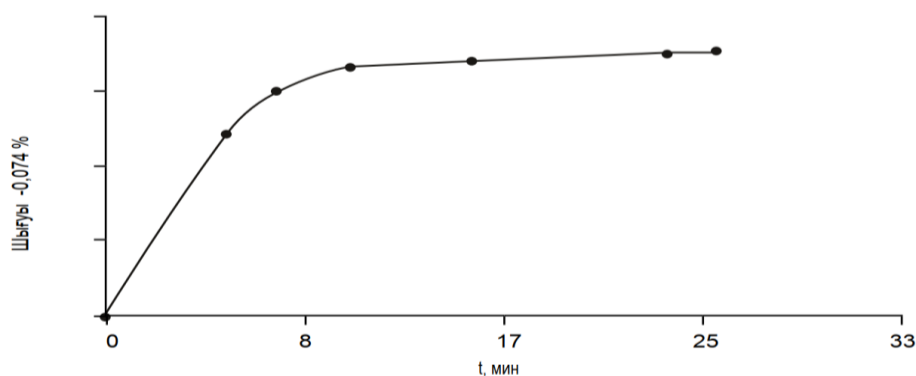
Өнімнің атауы	Кен құрамы, %					
	Fe	SiO ₂	S	Al ₂ O ₃	CaO	MgO
Күкіртті темір кені	39,05	23,07	3,4	5,7	8,85	3,61

Кестеде көрсетілген сараптамада кенін құрамында темір мөлшері 39,05 %, ал күкірт мөлшері 3,4 %. Сонымен қатар SiO₂, Al₂O₃, CaO т. б. қоспалар бар.

Сынама елеуіш анализатормен, келесі ірілік кластарына бөлінді: –30 мм, –25 мм, –20 мм, –10 мм, –5 мм, –2 мм, –0,315 мм. Анализдің нәтижелері 2-кестеде көрсетілген. Алынған мәліметтер бойынша негізгі элемент Fe ірілік класстары бойынша шамамен бірдей таралған.

Зерттеліп отырған кеннің ұнтақталу кинетикасын анықтау мақсатында тәжірибелер топтамасы жасалды. Лабораториялық шарлы диірменде сынамалар 5-25 минут аралықта ұнтақталды. Ұнтақталған материалға, –0,074 мм классының үлесін анықтау мақсатында, сулы елеуіштік анализ жасалған болатын. Тәжірибелер нәтижесі 1-суретте көрсетілген.

Сулы магнитті сепарация 25Т анализаторында өрістің 500, 1000 және 1500 эрстед кернеуліктерде жүргізілді (2-кесте). Сулы магнитті сепарация нәтижелеріне сәйкес магнитті өрістің оптималды кернеулігі 1000 эрстед екені анықталды.



Сурет 1 – $-0,074$ мм класқа дейін кеннің ұсатылуының уақытқа тәуелділігі

2 кесте – Сулы магнитті сепарацияның нәтижесі

Н	Өнімнің атауы	ШЫҒЫМ		Fe, %		S	
		гр.	%	α, %	ε, %	α, %	ε, %
500	Магнит.фр.	7,68	38,4	67,51	66,68	1,2	13,79
	Магниттік емес фр.	12,32	61,6	21,03	33,32	4,67	86,21
1000	Магнит.фр.	10	50	67,26	86,5	0,89	13,32
	Магниттік емес фр.	10	50	10,5	13,5	5,79	86,68
1500	Магнит.фр.	10,16	50,8	66,67	87,1	0,88	13,38
	Магниттік емес фр.	9,84	49,2	10,2	12,9	5,88	86,62

Кестеде көрсетілген сепарация нәтижесіне сәйкес сулы сепарация үшін ең тиімді ірілік $-0,074 + 0$ және $-0,045 + 0$ мм болып табылады. Бұл іріліктегі кенді сепарациялау барысында темірдің 86,3 % және 87,6 % концентратқа өтті, ал күкірт 3,4 %-дан 0,88 %-ға дейін төмендеді. Кестеде көрсетілген мәліметтерге сүйене концентраттың сандық-сапалық корсеткіштерінің ірілікке тәуелділік диаграммасы құрылды. Сонымен күкіртті магнетит кені және одан алынған өнімдер кристаллографиялық, рентгенографиялық, магниттік және химиялық әдістермен зерттелді. Минералдардың өскіндерін ашу үшін кендерді сулы магнитті сепарация алдында 70 % – $-0,074$ мм немесе $-0,044$ мм класқа дейін ұнтақтау қажет екені анықталды.

Күкірт мөлшері төмен және темір мөлшері жоғары концентрат алудың алғы шарттары анықталды. Магнетит кенін күкіртсіздендірудің аз шығынмен (күйдірусіз, тотықсыздандырғышсыз) қол жеткізетін магниттік сепарациялаудың оңтайлы шарттарын анықтауға мүмкіндігін туындады.

Әдебиеттер

- 1 Патент UA 94685.МПК C22B1/06, 1/11, 3/06. Способ очистки железосодержащего материала от фосфора, мышьяка, серы и других примесей // Ковзун И. Г., Ильяшов М. А., Проценко И. Т., Ульберг З. Р., Витер В. Г. и др. – Опубликовано 26.04.2011. Бюллетень № 8
- 2 Патент UA 97758.МПК C22B1/06, 1/11, 3/08 / Способ получения железного концентрата с его одновременной очисткой от примесей соединений кремния, алюминия фосфора, мышьяка // Ковзун И. Г., Ильяшов М. А., Проценко И. Т., Паныко А. В., Ульберг З. Р. и др. – Опубликовано 12.03.2012. Бюллетень № 5
- 3 Авдохин В. Н. Основы обогащения полезных ископаемых. – М.: Горная книга, 2008

Technology for obtaining silicon carbide from the dust of gas cleaners produced by high-silicon grades of ferroalloys

Burumbayev A.¹, Makhambetov Ye.¹, Kabylkanov S.¹, Kelamanov B.²
(¹Zh. Abishev Chemical-Metallurgical Institute, Karaganda, Kazakhstan,
²K. Zhubanov Aktobe Regional University, Aktobe, Kazakhstan)

The smelting of high-silicon grades of ferroalloys is accompanied by a large amount of dust emissions. The dust yield varies widely and presents a difficult problem for workshops smelting high-silicon grades of ferroalloys [1]. The dust generated in the workshops is captured by aspiration units and cleaned. As a result of purification, a secondary product of microsilicon (microsilica) is obtained. Microsilicon is also loaded in large volumes and big bags are stored on dumps. Microsilicon dumps occupy large territories. Microsilicon consists of 85-92% SiO₂ and is considered the most important source of silicon. The use of microsilicon for the production of silicon carbide allows to obtain an industrial product with a low cost.

As a result of studying the dusts of the production of siliceous alloys, chemical compositions were determined. Below are some chemical compositions of the productions of the Russian Federation (Table 1) [2] and the Republic of Kazakhstan (Table 2) [3]. The composition of the dust contains SiO₂ and SiC, SiO. The use of these dusts in the production of silicon carbide will make it possible to replace quartz sands with microsilicon and obtain a product of industrial value that meets the standards.

Table 1 – Chemical composition of silicon dust produced in Shelekhov, Irkutsk region of the Russian Federation

Chemical components	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	Cсв.	Na ₂ O	SO ₃	P ₂ O ₅	K ₂ O	TiO ₂	SiC
%	85,41	0,46	0,30	1,50	1,24	6,09	0,08	0,16	0,12	0,31	0,02	5,03

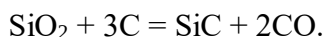
Table 2 – Chemical composition of dust produced by company YDD, Karaganda Republic of Kazakhstan

SiO ₂	SiO	Al	CaO	MgO	Cr	Mn	C	S
90-92%	0,68%	0,69%	0,85%	1,01%	0,61%	1,23%	0,98%	0,26%

Silicon carbide is a chemical compound of silicon with carbon SiC. Silicon carbide, having a number of valuable qualities, is today the main component in many industries. It is used as an abrasive, a semiconductor, in microelectronics (in power plants of electric vehicles), for imitating diamond inserts in jewelry. In a modern cutting workshop, silicon carbide is a popular abrasive due to its strength and low cost. In the manufacturing industry, because of its high hardness, it is used in abrasive processing in processes such as grinding, honing, water jet cutting and sandblasting. Silicon carbide particles are laminated onto paper to create a sandpaper.

In the production of steel, silicon carbide acts as a fuel for the manufacture of steel in converter production. It is cleaner than coal, which reduces production waste. It can also be used to raise the temperature and regulate the carbon content. The use of silicon carbide costs less and allows the production of pure steel due to the low level of trace elements, compared with ferrosilicon and combination with carbon.

Silicon carbide is obtained by reduction of SiO_2 with carbon. The process in general can be represented by a reaction:



According to traditional technology, silicon carbide is produced in electric furnaces in which the working resistance is a layer of coke (the so-called core), as well as directly a charge consisting of a carbonaceous reducing agent and quartz sand. Pay attention to the harmful effect of alumina in quartz sand. Therefore, quartz sands are thoroughly washed. The unit capacity of the resistance furnace is 4000-4500 kVA. The furnace is a self-propelled platform, at the ends of which there are current-carrying carbon electrodes. Return, quartz sand is poured onto the bottom of the platform, and then a core is laid out of lumpy petroleum coke, which is the working resistance in the initial period of the process. A reaction charge is poured on top of the core. Quartz sand should be used pure in impurities (99.6% SiO_2 ; 0.3% FeO ; 0.07% Al_2O_3 ; 0.04% CaO ; 0.03% MgO ; 0.02% TiO_2). Only low-ash carbonaceous materials can be used as a reducing agent: anthracite (3% ash, 93% C_{solid}); petroleum coke (0.8% ash, 94% C_{solid} , 5% volatile substances, 3% moisture). 50-65 tons of charge and 3200-4500 kg of core are loaded into the furnace, then it is connected to the furnace transformer. The process of obtaining microsilicon is controlled mainly by electricity consumption [4].

According to the recommended technology, replacing quartz sand with microsilica will not affect the quality of silicon carbide. All hardware schemes used in the world for the production of silicon carbide are united by the fact that the process takes place in resistance furnaces of various designs, where a horizontal heater (core), lined with carbon graphite material, is surrounded by a reaction and filling charge. The type, volume and power of the furnaces used is selected based on the volume of output, the method of obtaining silicon carbide and the technical level of the enterprise [4].

References

- 1 Tyutrin A.A. Kremnij - osnova dlya proizvodstva solnechnyh elementov [elektronnyj resurs] // Molodezhnyj Vestnik IrGTU. Irkutsk, 2011. – № 1.
- 2 Leonova M.S. Vozvrat v process pyli kremnievogo proizvodstva / M. S. Leonova. - Tekst : neposredstvennyj // Molodoj uchenyj. – 2015. – № 7 (87). – S. 1068-1071. – URL: <https://moluch.ru/archive/87/16984>
- 3 Oficial'nyj sayt kompanii YDD Karaganda Ferroalloy plant [Elektronnyj resurs]. Rezhim dostupa: <https://yddcorp.kz/>, svobodnyj. Zagl. s ekrana. – (Data obrashcheniya 25.08.23).
- 4 Tekhnologiya proizvodstva karbida kremniya [Elektronnyj resurs]. Rezhim dostupa: <https://ttvsif.at.ua/page17.html>, svobodnyj. Zagl. s ekrana. – (Data obrashcheniya 25.08.23).

Research of obtaining a chromo-manganese ligature using a complex silicon-aluminum reducing agent

*Kabyllkanov S.K.¹, Abdulina S.A.², Makhambetov Ye.N.¹, Gorban E.E.²,
Burumbayev A.G.¹*

(¹Zh. Abishev Chemical-Metallurgical Institute, Karaganda, Kazakhstan

*²D. Serikbayev East Kazakhstan Technical University, Ust-Kamenogorsk,
Kazakhstan)*

New high-performance alloys are primarily multicomponent or complex ferroalloys containing, along with widely used elements, new components in the most favorable combinations. Their physical and chemical properties should contribute the necessary effect to the melt at a lower flow rate compared to standard alloys or give a greater effect at the same flow rate. At the same time it should be possible to use low-grade and off-balance ores, to increase the production of ferroalloys without introducing additional capacities of aggregates, to reduce the consumption of alloys by consumers, and to improve the quality of steel and cast iron [1].

Complex (multicomponent) ferroalloys can be either only a deoxidizer (modifier, alloying element), or a combination of deoxidizer and alloying element, modifier and deoxidizer, and etc. The basis of complex alloys is iron, chromium, manganese, silicon, aluminum, and etc.

A ligature is an alloy of two or more components intended for the introduction of refractory elements into a liquid metal, or elements that differ greatly in density from the base of the alloy. Alloying with ligatures gives more stable results if it is necessary to introduce small concentrations of alloying elements due to the ease of dosing or when introducing elements that are easily oxidized or volatile at high temperatures into the alloy. In ferrous metallurgy ligatures are distinguished from ferroalloys used simultaneously for alloying and deoxidation [2].

A method of deoxidation and alloying of steel with a chromium-manganese element is known. The melting point of the alloy is 1200-1300°C, the density is about 6,8 g/cm³. In terms of melting rate in liquid steel the FHMnS alloy surpasses ferromanganese, ferrochrome, and ferrosilicochrome.

With the depletion and deterioration of the qualities of ores used in the smelting of manganese and chromium-containing alloys according to long-term production indicators, it requires the consumption of alternative sources of raw materials. The ways of disposal of dust-melting waste related to the number of smelting products collected at industrial enterprises are relevant. According to the new technology a method is proposed for obtaining the FHMnS ligature from manganese and chromium dust with the addition of ferrosilicoaluminium alloy (FSA) as reducing material.

To simulate the melting process of the FHMnS ligature in a high-temperature Tamman laboratory furnace (figure 1), crucible melting was carried out in order to determine the optimal technological mode of electric melting using the following charge materials of manganese dust (Mn₂O₃ – 51,72%; Fe₂O₃ – 1,56%; SiO₂ – 20,53%; Al₂O₃ – 7,03%; CaO – 1,08%; MgO – 0,71%; P₂O₅ – 0,23%), chromium pellets (Cr₂O₃ – 44,09%; Fe₂O₃ – 11,89%; SiO₂ – 6,44%; Al₂O₃ – 8,99%; CaO – 1,3%; MgO – 11,29%; S – 0,04%; P₂O₅ – 0,068%) and FS55A15 (S – 0,01%; P – 0,08%; Si – 55,00%; Al – 15,00%; C – 0,44%; Fe – 29,47%) as a reducing agent (figure 2).

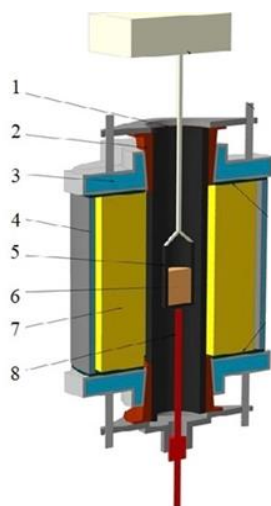


Figure 1 – High-temperature laboratory furnace Tamman (in section)

An alund crucible weighing 130 grams was used for laboratory melting. The ratio of manganese dust and chrome pellet is 50/50%. The weight of the charge mixture: chrome pellet – 31,4 g.; manganese dust – 31,4 g.; FS55A15 – 13,9 g.; lime – 33 g.; total weight – 240 g.



a – chrome pellet; b – manganese dust; c – FS55A15

Figure 2 – Charge materials for smelting FHMnS ligature

The laboratory melting time was about 1 hour and 30 minutes. The temperature of the test material was measured continuously by a BP thermocouple. The heating rate is 13-18°C/min. Chemical analysis of the resulting metal, %: Cr – 25,64; Mn – 21,11; Si – 11,43.

Thus, experimental samples of a new complex FHMnS ligature from unconventional charge materials were obtained in laboratory conditions.

References

- 1 Druinskij M.I., Zhuchkov V.I., Poluchenie kompleksnyh ferrosplavov iz mineral'nogo syr'ya Kazahstana, 1988 g.
- 2 Ligatura (metallurgiya). [Elektronnyj resurs]. Rezhim dostupa: <https://ru.m.wikipedia.org>, svobodnyj. – Zagl. s ekrana. – (Data obrashcheniya 15.08.2023).

Analysis of phase equilibria in the Cr-Mn-Si-Fe metal system at standard temperature by thermodynamic diagram method

Makhambetov Ye., Zhakan A., Gabdullin S.

(Zh. Abishev Chemical-Metallurgical Institute, Karaganda, Kazakhstan)

According to experience and theory, in order to send materials for metallurgical processing, it is important to study their states depending on temperature and pressure. However, the classical thermodynamic study of processes in complex systems requires the use of complex mathematical calculations and also requires the determination of thermodynamic parameters of a very large number of independent reactions. In most cases, data on the properties of substances are limited or not available to determine the change in Gibbs energy. This, in turn, limits the possibility of thermodynamic analysis of multicomponent systems. In this regard, it is advantageous to use the thermodynamic diagram analysis method in metallurgy, which is an alternative to the classical thermodynamic study of processes. This method is most effective in metallurgical technology, as it allows you to determine the phase state of charge materials supplied for metallurgical processing. At the same time, the final result of the research is a diagram of the phase composition of a single system, which is closest to the composition of the resulting metallurgical products. Using this diagram, it is possible to predict the evolution of phase revolutions in metal and slag systems and their final states. Depending on the requirements for the first part, it is first necessary to determine the patterns of phase rotation in metal systems based on chromium, manganese and to establish the composition zones of complex metal melts. In this regard, it is necessary to establish phase-structural features in the Cr-Mn-Si-Fe system according to theoretical studies and to form the crystallization area of the phase in some volumes characterizing the content of the chromium-manganese-silicon component in the processes of chromium and manganese reduction from ores [1].

To optimize the processes of alloying and oxygenation of steel and the melting technology of a complex chromium-manganese-silicon alloy, it is necessary to know the thermodynamic properties of the Cr-Mn-Si-Fe system.

To triangulate this metallic system, it is necessary to determine the values of ΔG_{298} Gibbs energies of all compounds formed between the components of the system. The reference data of some system connections (ΔG_{298}) are taken from the following literature [2-4].

Figure 1 shows a general view of the analyzed system taking into account congruent connections.

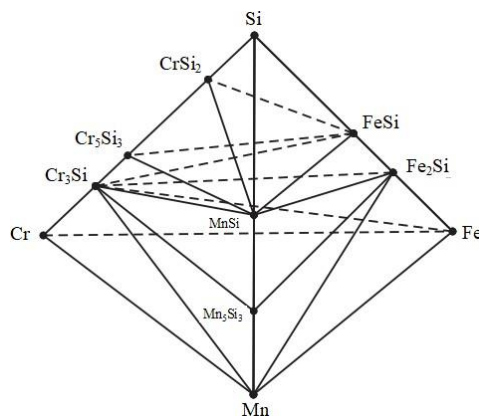


Figure 1 – Tetrahedration of the Cr-Mn-Si-Fe metal system

When adding a four-component system, these triangles are ignored due to the fact that in a four-component system one of the four components is zero, that is, they form a

tetrahedron in three systems. The output is carried out in accordance with the example shown in Table 1.

Table 1 – Output of the resulting tetrahedra of the Cr-Mn-Si-Fe system according to the triangulation of its boundary systems

System	Initial triangles		
The borders	2	3	8
Fe-Cr-Si	Fe-Fe ₂ Si-Cr ₃ Si	Fe-Fe ₂ Si-Cr ₃ Si	FeSi-CrSi ₂ -Si
Fe-Mn-Si	Fe-Mn-Fe ₂ Si	Mn-Fe ₂ Si-Mn ₅ Si ₃	MnSi-FeSi-Si
Cr-Mn-Si	Mn-Cr ₃ Si-Cr	Mn ₅ Si ₃ -Cr ₃ Si-Mn	Si-CrSi ₂ -MnSi
Cr-Mn-Fe	-	-	-
General	Resulting tetrahedra		
Cr-Mn-Si-Fe	Fe-Cr ₃ Si-Fe ₂ Si-Mn	Fe ₂ Si-Mn-Mn ₅ Si ₃ -Cr ₃ Si	FeSi-CrSi ₂ -Si-MnSi

As a result, by a similar method, looking through all the triangles of the four triple subsystems, a diagram of the phase composition of the Cr-Mn-Si-Fe system is obtained. Thus, the studied phase equilibrium of the composite chromium-manganese-silicon modeling composition of various grades of the four-meter Cr-Mn-Si-Fe system consists of 8 simple tetrahedra (Table 2).

Table 2 – List of tetrahedrons of the Cr-Mn-Si-Fe system

№	Tetrahedron	Volume
1	Fe-Cr-Cr ₃ Si-Mn	0,152
2	Fe-Cr ₃ Si-Fe ₂ Si-Mn	0,1696
3	Fe ₂ Si-Mn-Mn ₅ Si ₃ -Cr ₃ Si	0,158746
4	Fe ₂ Si- Mn ₅ Si ₃ -MnSi- Cr ₃ Si	0,069875
5	Fe ₂ Si-Cr ₃ Si-FeSi-MnSi	0,074776
6	FeSi-Cr ₃ Si-Cr ₅ Si ₃ -MnSi	0,040684
7	FeSi-Cr ₅ Si ₃ -CrSi ₂ -MnSi	0,121611
8	FeSi-CrSi ₂ -Si-MnSi	0,212708
Total		1,000000

The division of the general system was carried out taking into account congruent connections. The sum of the relative volumes of simple tetrahedra (1,000000) is equal to one, which confirms the correctness of the tetrahedron [5].

References

- 1 Shabanov Ye.Zh., Salimgerei N.A., Gabdullin S.T., Toleukadyr R.T., Muzdybaev D.R. Thermodynamically-diagrammatic analysis of phase equilibria in a metal system Cr-Mn-Si-Fe // scientific journal Vestnik KGIU, Temirtau, 2018. No.4 (23)
- 2 Glushko V.P. Thermal constants of substances. – M.: Academy of Sciences of the USSR. Issue I, 1965. - 131 p.
- 3 Glushko V.P. Thermal constants of substances. – M.: Academy of Sciences of the USSR. Issue IV, Part 2, 1971. - 391 p.
- 4 Glushko V.P. Thermal constants of substances. – M.: Academy of Sciences of the USSR. Issue IV, Part 2, 1973. - 435 p.
- 5 Salimgerei N.A. Phase equilibria during melting of a chromium-manganese-silicon alloy: dis. ... Master of Technical Sciences: 6M070900. - Karaganda, 2019. - 53 p.

New in the production of refractories

Satbaev B.¹, Yefremova S.², Shalabaev N.^{1,3}, Satbaev S.¹, Yermishin S.², Kablanbekov A.^{2,4}, Zharmenov A.²

(¹RSE Astana Branch National Center on Complex Processing of Mineral Raw Materials of the Republic of Kazakhstan, Astana, Kazakhstan; ²National Center on Complex Processing of Mineral Raw Materials of the Republic of Kazakhstan RSE, Almaty, Kazakhstan;

³The Department of Nanotechnology and Metallurgy, Mechanical Engineering Faculty, Karaganda Technical University, Karaganda, Kazakhstan; ⁴School of Materials Science and Green Technologies, Kazakh-British Technical University, Almaty, Kazakhstan)

The modern trend for the development of the refractory industry consists in the transition to the production of resource-saving refractories of a new generation. There is not the task just to create qualitative materials. The task is to develop environmentally friendly and required quality refractories. So, we use man made raw materials to produce new refractories, although Kazakhstan has sufficient mineral raw materials. There are significant reserves of refractory clays, quartzite, chrome ores, small deposits of magnesite, zircon, talc-magnesite, bauxite.

We developed ways of production and compositions of different kinds of high-temperature materials for metallurgical enterprises. For example, exothermic mix, taphole clay, castable for runners and others. The first advantage of these materials is the use of waste of metallurgical industry involving refractory grog. We produce high-temperature materials for specific enterprise using its waste. New mixes were successfully tested at the enterprises of the ferrous and non-ferrous metallurgy such as ArcelorMittal Temirtau JSC, Zhezkazgan smelter of Kazakhmys Smelting LLP [1]. Because of unique composition the prepared new exothermic mix for thermal insulation of iron mirror in iron ladles reduces tare build-up, increases the lining durability and productivity of iron ladles. The use of the experimental taphole mix (it was made of silica refractory grog, fillers and composite organic binder) allowed to increase the service life of the machines designed to plug the blast furnace tapholes with the refractory filler; to facilitate preparing the blast furnace taphole for the next discharge and charging the machine with the mix, to avoid heating the taphole mix in the heater in winter. The castable for runners facilitates increasing durability and overhaul life of the main, transport and swinging runners of the Blast Furnace Shop. In general, new eco-friendly high-temperature mixes contribute to an increase in the service life of the units, reduction of operating costs and, ultimately, obtaining economic effect.

Another idea is to use rice husk as a raw material to produce high-temperature materials. Rice husk is a large-tonnage waste left from rice production. It is not subject to humification because of silica presence and therefore becomes a serious environmental pollutant. There are many examples of using rice husk ash instead of silica to produce refractories. But the process of rice husk burning is associated with the formation of even more aggressive waste. In this connection, we offer to use rice husk as a burning additive and source of silicon carbide forming in the process of refractory production using a method of self-propagating high-temperature synthesis. Under the conditions of this process (in particular, 950 °C), the organic component of rice husk will be carbonized to form nanoscale carbon. As a result of carbon interaction with silicon dioxide present in the rice husk in its active form, silicon carbide will be formed [2]. Now we study this process to produce lightweight, but durable refractory as a part of a AP 19677767 project funded by the Science Committee of the Ministry of Science and Higher Education of the Republic of Kazakhstan.

References

- 1 Satbaev B.N., Zharmenov A.A., Shalabaev N.T., Isagulova D.A., Terlikbayeva A.Zh., Satbaev A.B., Satbaev S.B., Arsentiev V.A., Yefremova S.V. Pilot tests of universal refractory concrete at metallurgical enterprises of the Republic of Kazakhstan // *Gorenie i plazmokhimiya*. – 2023. – 21. – Pp. 45–51.
- 2 Satbaev B., Yefremova S., Zharmenov A., Kablanbekov A., Yermishin S., Shalabaev N., Satbaev A., Khen V. Rice Husk Research: From Environmental Pollutant to a Promising Source of Organo-Mineral Raw Materials // *Materials*. - 2021. – 14. - 4119. <https://doi.org/10.3390/ma14154119>.

Application of slag separated from non-ferrous metals

Tashbulatov Sh., Turakhodjaev N., Tursunbaev S.

(Tashkent State Technical University named after Islam Karimov, Tashkent, Uzbekistan)

This article provides brief information on the methods and areas of application of slag separated from non-ferrous metals. Today, protecting the environment and thereby applying energy-saving methods to industry is one of the important tasks.

Keywords: slag, copper, magnesium, oxide, furnace, charge, material, zinc, sublimation.

At least 30% are suitable for the production of building materials tailings and overburden; as well as almost all metallurgical slags. Even larger volumes of subsoil use waste can be used in various backfilling and dumping works [1, 3].

The use of recycled materials in the construction industry improves the efficiency of the processing economy – to reduce the cost of fuel and other materials, simplify production technology, increase the branding of products, obtain new building products and materials. At the same time, large-scale utilization of technogenic raw materials allows solving the problem of waste mining and metallurgical industries. Promising and traditional areas of useful use waste from the mining and metallurgical industry:

- as a raw material in the construction industry – production of cement and gypsum binders, silicate products, mortars, concretes (tailings of enrichment of ores of ferrous and non-ferrous metals, mountain dumps);
- used as a raw material for the production of ceramic products coal enrichment waste, mine rocks, ore enrichment tailings;
- as materials for road construction (obtaining slag crushed stone and sand) they use coal enrichment waste, mountain dumps, raw materials enrichment waste.

Table – The use of waste from the mining and metallurgical industry in the production of cement, concrete, silicate products, mortars, road construction

Type of raw material, direction of use	Normative document	The main indicators of the quality of the products obtained
Wastes from ore processing Silica component for honeycomb concrete	GOST(All-Union State Standard) 25485-89, current normative documentation	SiO ₂ not less than 60%; other indicators are determined by the current regulatory documentation
Wet Magnetic Separation Waste Iron supplement in the mixture for clinker preparation	Industry specifications	Normalize the content of Fe ₂ O ₃ , SiO ₂ , Al ₂ O ₃
Waste from coal preparation, waste from non-metallic raw materials (crushed stone and finished mixtures) Construction of roads, bases of airfields, strengthening of roadsides	GOST(All-Union State Standard) 8267-93 GOST(All-Union State Standard) 25607-94, current regulatory and technical documentation for specific waste	Crushed stone in terms of grain composition, strength, frost resistance, content of lamellar and needle-shaped grains, content of pulverized and clay particles, clay in lumps and the content of crushed grains in crushed stone from gravel, the stability of the structure against decay must comply with GOST(All-Union State Standard) 8267-93, in addition, crushed stone is

		characterized by plasticity, water resistance, ready-made mixtures - grain composition, plasticity, specific effective activity of natural radionuclides, strength, frost resistance and stability of the structure of crushed stone and gravel, which are part of the mixture; regulate the filtration coefficient
--	--	---

Non-ferrous metallurgy slags are distinguished by a high content of metals, for the extraction of which fuming, walezation is used and electrothermal processing (traditional technologies). The fuming process is widely used to process lead slag enriched with zinc. Fuming is the process of extracting volatile components (mainly zinc and lead, but also tin, cadmium, etc.) from molten slags by blowing them under pressure air with coal dust (air pulverized coal mixture) at a temperature of 1200-1250⁰C. At the same time, air is supplied in quantities insufficient for the complete combustion of coal, which leads to the formation of carbon monoxide, which performs the function of reducing metal oxides to metals. The resulting metal vapors are carried out by the gas flow from the furnace, then condensed and captured in dust collectors. Slag sublimation fuming furnace operates in batch mode (productivity - up to 700 tons of slag per day).

The furnace electrodes are immersed in slag, which serves as a resistance body. Process temperature 1250-1500⁰C. As a result of the interaction of the melt with coke (6-8% by weight slag) zinc is reduced, sublimates are trapped in the condenser. After sublimation of zinc, the slag is drained from the furnace.

References

- 1 Wang Y., Wu R., Turakhodjaev N., & Liu M.; Microstructural evolution, precipitation behavior and mechanical properties of a novel Al–Zn–Mg– Cu–Li–Sc–Zr alloy. Journal of Materials Research, Volume 36, Issue 3, Pp: 740-750, 2021.
- 2 Nodir T., Sherzod T., Ruslan Z., Sarvar T., & Azamat B.; Studying the scientific and technological bases for the processing of dumping copper and aluminum slags. Journal of Critical Reviews, Volume 7, Issue 11, Pp: 441-444, 2020.
- 3 Karimov K., Turakhodjaev N., Akhmedov A., & Tashbulatov S.; A mathematical model of the technology of extraction of copper from industrial slags. In E3S Web of Conferences, Volume 264. EDP Sciences, 2021.

Impact viscosity gain analysis of stainless steels

To`raxodjayev N.J., Jo`raev J.M.

(Tashkent State Technical University named after Islam Karimov, Tashkent, Uzbekistan)

Abstract. The corrosion resistance and other useful properties of the steel are enhanced by increased chromium content and the addition of other elements such as molybdenum, nickel, and nitrogen. There are more than 60 grades of stainless steel. The results collected from this study are validated with the morphological analysis of erosive surfaces which is attributed to the real wear mechanism. To characterize the eroded surfaces, this mechanism is associated with the micro-cutting, micro-plowing, plastic deformation and several other materials removal processes. Stainless steel is stable steel against rusting (corrosion) in atmospheric conditions and some harmful environments; type of alloy steel. The main alloying element that improves the corrosion resistance of steel is chromium (12-20%) (see Corrosion of Metals).

Key words: steel surface, mechanism, erosive surfaces, plastic deformation, equipment, velocity.

Introduction. The presence of elements that form a protective film on the steel surface - aluminum, silicon, nickel, etc. - increases the resistance of steel to corrosion. In addition to these, the homogeneity of the metal resulting from the state of the surface, intercrystalline corrosion, the properties of not being prone to decay under the influence of extremely high (creating cracks in metal and weld joints) stresses are important. There are chrome, chrome-nickel and chrome-nickel-manganese varieties. Furnace equipment, elements of heating furnaces are made from chrome 3. p. The details of equipment and products working under pressure are made in chrome-nickel and chrome-nickel-manganese trawls above. It is a great problem in the practical works for example turbines or any energy conversion systems by solid particle impact called erosion. It also may occur upon the action sand particle upon a surface, especially at high temperatures or upon the frictional rubbing of surfaces, wear and cavitation [1]. Li et al. [2] used copper solid particle for erosion and they observed the effects of lower impact velocities. In this context, flakes or platelets of debris were responsible for the formation of eroded surfaces. The material surface shows fractured flakes and the subsequent impacts flatten the flakes which results in erosion damage at low impact velocities. This was analyzed by lip or platelet fracture whereas it was differed with lip formation at higher impact velocities. During the experiments, the impact angles are maintained at 15°, 30°, 45°, 60°, 75° and 90°. The erosion rate is higher at 60° impact angle and then the abrasion is sharply decreased up to up to 90°. However, the erosion varies differently with the variation of impact angles for different tested materials. The erosion rates under impact velocity 40, 50 and 60 m/s are tested. The higher the impact velocity, the higher the erosion rate is noted despite the levels of erosion changes are different for different materials. The enhancement of erosion with the impact velocity is linked with the increase of kinetic energy which in turn is responsible for the increase of temperature. The combined impact of kinetic energy and temperature effects the location of the examined surfaces of stainless steels. But as the stainless steels have the better mechanical and physical properties, these show better erosion resistance in comparison of other polymer and composite materials.

Additionally, effects of different heat treatment conditions on the erosion behavior of AISI (American Iron and Steel Institute) 4140 steel were determined by Grant and Tabakoff [4]. They were evaluated the erosion resistance of stainless steel by considering the various microstructures and mechanical properties. All tests were conducted under 50 m/s constant

velocity, 30° impact angle, 20 g/min particle feed rate and abrasive SiC (Silicon Carbide or Silica Sand) particles of 125 µm size. They summarized that hardness and ultimate strength increased the erosion rate, but ductility decreased it

These technologies are appropriate for and applicable in both developed and underdeveloped countries. Two different case studies are included in this chapter. The first involves converting soil conditioners into organic fertilizers for organic farming by composting agricultural and rural waste. The second one combines all major sources of pollution/wastes generated in rural areas in one complex called an eco-rural park or environmentally balanced rural waste complex to produce fertilizer, energy, animal fodder, and other products, according to market and need.

The plastic deformation patterns are influenced by the shape of abrasive particles around each indentation and a rim or lip is formed because of the proportion of material displaced from each indentation. Less localized deformation is formed due to more rounded particles, and removal of each fragment of debris needs more impacts. A considerable body of information, in the form of qualitative observations and quantitative data, has been accumulated on brown coal particles reacting in fluid beds. This includes some comparisons with pulverised fuel combustion as to ash deposition and pollutant production. The latter comparison, however, will be addressed. Mathematical models further require knowledge of the physical changes which occur as the combustion progresses. In this respect they require input information on particle shrinkage during drying and devolatilisation, on the changes in particle density throughout the various stages and on the mode of combustion of the resultant char. With the dried coals (10-13 percent H₂O) about 88 percent of the overall heat release appeared to occur within the bed at 800°C and about 80 percent at 700°C. With raw coal (60–62 percent H₂O) the proportion was estimated to be about 7 percent lower at all temperatures.

Conclusion. It is also observed the higher test duration and larger particle size have some role to increase the erosion rate. The results of this work are compared with the works of other researchers and the trends of these results are explained with the possible causes. The results of this work can be used as a reliable source for the applications of advanced technology in industry

References

- 1 Kim H.S., Kim K.S., Jung S.S., Hwang J.I., Choi J.S., Sohn I. Valorization of electric arc furnace primary steelmaking slags for cement applications. *Waste Manag.* 2015, 41, 85–93.
- 2 Sohn I., Hwang J.I., Choi J.S., Jeong Y.S., Lee H.C. Development of ECO Slag Processing Technology for Iron Recovery and Value-Added Products in Steelmaking. In *Proceedings of the 7th European Slag Conference (EUROSLAG 2013)*, Ijmuiden, Netherlands, 9–11 October 2013; EUROSLAG Publication: IJmuiden, Netherlands, 2013; pp. 292–305.
- 3 Ahmedzade P., Sengoz B. Evaluation of steel slag coarse aggregate in hot mix asphalt concrete. *J. Hazard. Mater.* 2009, 165, 300–305.
- 4 Muhmood L., Vitta S., Venkateswaran D. Cementitious and pozzolanic behavior of electric arc furnace steel slags. *Cem. Concr. Res.* 2009, 39, 102–109.
- 5 Manso J.M., Polanco J.A., Losañez M., González J.J. Durability of concrete made with EAF slag as aggregate. *Cem. Concr. Compos.* 2006, 28, 528–534

Technology of alloying aluminum alloys with germanium element

Tursunbaev S., Turakhodjaev N., Mardanokulov Sh.

(Tashkent State Technical University named after Islam Karimov, Tashkent, Uzbekistan)

The article presents the technology of introducing germanium oxide into the composition of aluminum alloys. In the process of liquefaction to the AMg5 brand alloy from aluminum alloys, germanium oxide is included in the starch to a special coating coated state. The microstructures of the samples obtained were analyzed, and the authors gave their conclusions in the article.

Keywords: germanium, aluminum, magnesium, oxide, furnace, charge, special coating, oxide.

A number of scientific studies of aluminum alloys are aimed at obtaining high-quality foundry products with increased casting and mechanical properties. The world's leading countries in this field are Canada, the USA, Japan, China, Sweden, Germany, Russia, Ukraine and others. In the above-mentioned countries and in Uzbekistan in the following years, due to the increase in the number of non-ferrous alloys in the production of foundry products in the foundry industry, much attention is paid to the creation of technology for obtaining high-quality, durable foundry products based on an effective method that ensures resource conservation. The article analyzes the change in the structure of the AMg 5 alloy from aluminum-magnesium system alloys under the action of germanium on the basis of experiments.

Table 1 – Chemical composition of samples

№	Name	Percentage of elements in mass accounting, %									
		Al	Si	Fe	Cu	Mn	Mg	Ti	Be	Zn	Ge
1	AMg5	91,9-94	0,5	0,5	0,1	0,3-0,8	4,8-5,8	0,1	0,005	0,2	-
2	AMg5	91,9-94	0,5	0,5	0,1	0,3-0,8	4,8-5,8	0,1	0,005	0,2	0,1
3	AMg5	91,9-94	0,5	0,5	0,1	0,3-0,8	4,8-5,8	0,1	0,005	0,2	0,2
4	AMg5	91,9-94	0,5	0,5	0,1	0,3-0,8	4,8-5,8	0,1	0,005	0,2	0,3

The effect of germanium oxide on the microstructure of the amg5 brand alloy has been researched. This aluminum alloy has an aluminum content of 94.7%. The main legalizing element copper is 4.9%. A resistance furnace was used to liquefy samples. Germanium oxide was introduced into the aluminum alloy by 0.1% to 0.3%, and samples were poured into sand-clay molds. The chemical composition of the poured samples is given in Table 1.

The cast samples were ground and micro-plates were made. The structural analysis of the prepared samples was carried out using an optical metallurgical microscope (Fig. 1). The microstructures of the samples are shown in Figure 2.



Figure 1 – Optical metallographic microscope

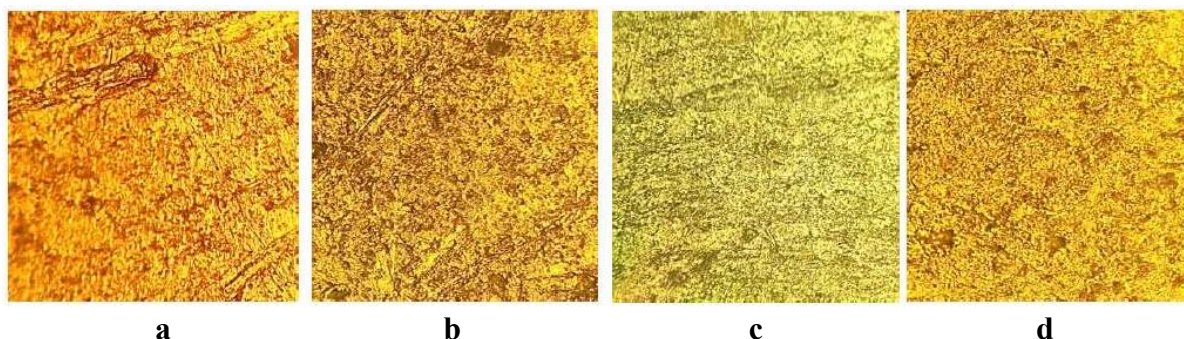


Figure 2 – Microstructure of the sample:

a – AMg5; b – AMg5+ 0,1% GeO; c – AMg5 +0,2% GeO; d – AMg5+ 0,3% GeO

From the results of the study, it was found that germanium contained in germanium oxide remained in its composition in the process of liquefying aluminum alloy, grinding the microstructure of the alloy. When germanium is added in an amount of 0.3% compared to starch, the alloy grains are ground to 2-3 microns. From this it can be concluded that the element germanium improves the microstructure of aluminum alloys.

References

- 1 Li Z., & Tsakiroopoulos P. (2019). The effect of Ge addition on the oxidation of Nb-24Ti-18Si silicide based alloys. *Materials*, 12(19), 3120.
- 2 Gao L., Xue S., Zhang L., Sheng Z., Ji F., Dai W., ... & Zeng G. (2010). Effect of alloying elements on properties and microstructures of SnAgCu solders. *Microelectronic Engineering*, 87(11), 2025-2034.
- 3 Tursunbaev S., Turakhodjaev N., Odilov F., Mardanokulov S., & Zokirov R. (2023). Change in wear resistance of alloy when alloying aluminium alloy with germanium oxide. In *E3S Web of Conferences* (Vol. 401, p. 05001). EDP Sciences.

Переработка шлаков медеплавильного производства с получением пропантов

Адилов Г.А., Поволоцкий А.Д., Роцин В.Е.

(Южно-Уральский государственный университет (НИУ), г. Челябинск, Россия)

В отвалах медеплавильных предприятий РФ накоплено свыше 140 млн. т шлака, в которых содержится более 55 млн. т железа [1]. Помимо железа в шлаке присутствуют медь, сера, цинк, оксиды кремния и алюминия. Рациональным решением утилизации медеплавильных шлаков является пирометаллургическая переработка, включающая извлечение металлосодержащей части с получением готовой продукции [2]. Однако, после пирометаллургического извлечения металлосодержащей части из медеплавильных шлаков остается шлаковый остаток содержащий оксиды кремния, алюминия, марганца и другие. Следовательно, для полной утилизации медеплавильных шлаков следует разработать схемы переработки остаточного шлакового остатка.

Одним из актуальных направлений переработки вторично образованного шлакового остатка медеплавильных шлаков является получение пропантов для нефтедобывающей промышленности. Пропант (в переводе с англ. «propping agent» «расклинивающий агент») – керамический материал в виде мелких гранул, который используется для повышения дебета скважин при операции гидроразрыва пласта в нефтедобывающей промышленности и служит для предотвращения смыкания трещин [3]. Согласно данным [4] рынок пропантов в России развивается стремительными темпами – если в 2000 г. в России было проведено 2170 операций гидроразрыва пласта, то в 2015-2018 гг. число этих операций составляло порядка 14-15 тыс./год. Увеличение числа проводимых гидроразрывов пласта, а также проведение многостадийных и повторных гидроразрывов требует все большего количества пропантов, что стимулирует рост производственных мощностей по выпуску этой продукции. В связи с растущим спросом на пропанты в последние годы на рынке появились новые производители данной продукции. В 2018 г. емкость российского рынка пропантов превысила 1,5 млн т. Основными производителями пропантов являются Боровичский комбинат огнеупоров (Новгородская обл.), «Форэс» (Свердловская обл.), «Трехгорный керамический завод» (Челябинская обл.), «Карбо Керамикс (Евразия)» (Челябинская обл.).

Целью работы было исследовать возможность переработки вторично образованного медеплавильного шлака с получением пропантов.

Экспериментальная часть. В качестве исходного материала использовали вторично образованный шлак Карабашского медеплавильного комбината после пирометаллургического извлечения металлосодержащей части. Химический состав шлака приведён в таблице 1.

Таблица 1 – Химический состав вторично образованного медеплавильного шлака, %

O	Mg	Al	Si	S	Ca	Fe	Cu
58,1	2,6	6,7	20,6	0,1	11,2	0,7	0,1

Шихта для пропантов представляла смесь шлака (90 % масс.) и магнезита (10 %). Предварительно на лабораторном оборудовании произвели измельчение шихтовых материалов. Полученную шихту сушили для удаления влаги. Далее в индукционной печи в графитовом тигле шихту расплавили, а расплав подвергли грануляции на специально сконструированной и изготовленной центрифуге.

Полученный материал разделяли на фракции 0,2...0,63 мм, 0,63...1,0 мм, 1,0...1,6 мм, 1,6...2,5 мм и 2,5...4 мм, 12...18 мм, 8...12 мм и 5...8 мм. Далее проводили термообработку и покрывали кислотостойким покрытием.

Полученные пропанты совместно с Российским государственным университетом нефти и газа имени И.М. Губкина проверяли на соответствие стандарту ГОСТ Р 54571-2011 Пропанты магнизиально-кварцевые по следующим параметрам: сопротивление раздавливанию, кислотостойкость в смеси кислот соляной и фтористоводородной, химическому анализу, округленности, сферичности и плотности. Результаты испытания пропантов представлены в таблице 2.

**Таблица 2 – Результаты испытания пропантов согласно ГОСТ Р 54571-2011
«Пропанты магнизиально-кварцевые»**

Наименования показателя	Норма для фракции		Полученные результаты	
Массовая доля, %, MgO SiO ₂	8 50		11 55	
Массовая доля гранул основной фракции, %	90,0		100	
Сферичность, условные единицы	0,7		0,9	
Округлость, условные единицы,	0,7		0,9	
Растворимость в смеси кислот, %	10,0		2	
Растворимость в соляной кислоте, %	1,0		0	
Насыпная плотность, г/см ³ ,	1,75		1,70	
Кажущаяся плотность, г/см ³ ,	3,10		2,9	
Абсолютная (истинная) плотность, г/см ³ ,	3,10		2,9	
Сопротивление раздавливанию, %, при давлении, МПа: 34,5 51,7 68,9	Фракции, мм		Фракции, мм	
	0,6...1,0	1,0...1,6	0,6...1,0	1,0...1,6
	10	15	3	4
	15	20	9	11
	20	25	10	19
Потеря массы при прокаливании, %	4,0		0	

Выводы. Показана возможность получения высококачественного продукта для нефтедобывающей промышленности из вторично образующихся шлаков медеплавильного производства.

Исследование выполнено при финансовой поддержке Министерства науки и высшего образования Российской Федерации (государственное задание на выполнение фундаментальных научных исследований №FENU-2023-0011 (2023011ГЗ))

Источники

- 1 Санакулов К.С. Переработка шлаков медного производства./ К.С. Санакулов, А.С. Хасанов//Ташкент: Фан. – 2007. – 238 с.
- 2 Адилов Г., Поволоцкий А.Д., Рошин В.Е. Термодинамическое моделирование восстановления металлов в медеплавильных шлаках и экспериментальная проверка результатов // Известия вузов. Черная металлургия. 2022. Т. 65. № 8. С. 581–589. <https://doi.org/10.17073/0368-0797-2022-8-581-589>

- 3 Потапова А.П. Алюмосиликатные керамические пропанты на основе огнеупорного глиносодержащего сырья: дипломный проект / А. П. Потапова. – Томск, 2016. – 77 с.
- 4 Информайн обзор рынка пропантов: неофициальный сайт // URL: <http://www.infomine.ru/research/28/277> (дата обращения: 20.02.2020).

Современный метод синтеза металлокерамических материалов системы Al-Fe-Si

Андреященко В.А., Толеуова А.Р.

*(Карагандинский технический университет имени Абылкаса Сагинова,
г. Караганда, Казахстан)*

Использование алюминиевых сплавов имеет неоспоримое преимущество перед многими другими сплавами, обусловленное в первую очередь малым весом, хорошими эксплуатационными свойствами, высокой электропроводностью, антикоррозионными свойствами и достаточными механическими характеристиками. Однако для достижения высокого уровня данных характеристик требуется легирование дорогостоящими, как правило, редкоземельными элементами. Такой подход приводит к резкому росту стоимости готовых деталей. Керамики типа MeSi (силициды) обладают высокой твердостью и износостойкостью. Для решения проблемы повышения качества деталей на основе алюминия решено разработать композиционный керамический материал Al_xFe_ySi . Уникальность материала заключается в возможности формирования фазы Al_3Fe_2Si , обладающей высокосимметричной кристаллической решеткой, обеспечивающей способность полученным композиционным керамическим материалам воспринимать пластическую деформацию.

Одним из современных путей создания перспективных материалов, обладающих определенным комплексом физико-механических характеристик, является переход от традиционных технологий к более современным. Сложные «компоненты-конфигурации» невозможно получить с помощью традиционных методов обработки. Несмотря на высокий интерес исследователей из разных стран мира к системе Al-Fe-Si, процесс получения бездефектного малопористого сплава/псевдосплава остается весьма затруднительным.

Сварка/наплавка является эффективным методом синтеза разнообразных групп материалов. В большинстве производственных отраслей для сварки/наплавки используются дуговая сварка в защитном металле (SMAW), газовая дуговая сварка металла (GMAW), газовая вольфрамовая дуговая сварка (GTAW) и дуговая сварка под флюсом (SAW). В настоящее время дуговая сварка под флюсом с добавлением металлического порошка вызывает все больший интерес как процесс наплавки. Стоит отметить, что отличительной чертой процесса наплавки являются высокие скорости нагрева и, особенно, охлаждения. Такая особенность технологии может стать ключевой при потребностях подавления фазового перехода, в частности, в композициях системы Al-Si-Fe.

В настоящей работе предложена технология синтеза композиционного керамического материала системы Al_xFe_ySi с использованием аддитивного метода для формирования заданного уровня механических и эксплуатационных свойств.

Технология синтеза включает следующие основные этапы:

- 1) Подготовка шихтового материала: дробление, грохочение, смешивание в заданных пропорциях;
- 2) Механическое легирование: обработка шихты, соединенной в заданных пропорциях на вибрационной мельнице либо виброистирателе;
- 3) Синтез подготовленной шихты на материал-основу методом наплавки пластинчатым плавящимся электродом под флюсом;
- 4) Термическая постобработка для стабилизации микроструктуры и механических свойств.

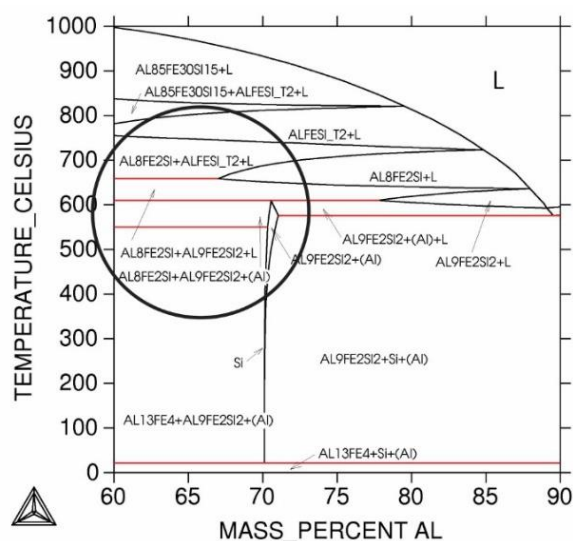
Для исследования использованы следующие коммерческие материалы: металлический кремний, технический чистый алюминий, сталь марки 08кп. Все

исходные материалы подвергнуты измельчению до фракции 0,3-0,5 мм. Измельчение выполнено в виброистирателе. Контроль размеров частиц осуществлялся просеиванием через сита с соответствующим размером ячеек. Далее измельченные порошки исходных компонентов смешивали в соотношении Al 59 : Fe 32 : Si 9 весовых процентов.

Соотношение компонентов смеси подбиралось на основании анализа фазового состава трехкомпонентной смеси. Диаграмма фазового состава получена при помощи программного обеспечения ThermoCalc. Для получения способного воспринимать пластическую деформацию сплава/псевдосплава необходимо формирование фаз, обладающих высокосимметричным типом кристаллической решетки. Непосредственно железный и алюминиевый угол тройной фазовой диаграммы не рассматривали, т.к. в первом случае не выполняются поставленные задачи по весу готовых изделий, а во втором случае не обеспечивается требуемый уровень механических и эксплуатационных характеристик. Из всех возможных фаз, наиболее приемлема фаза $\text{Al}_8\text{Fe}_2\text{Si}$ или фаза $\alpha\text{-AlFeSi}$, которая формирует гексагональную решетку с параметрами $a=1,2404$ и $c=2,6234$.

$\alpha\text{-AlFeSi}$ является высокотемпературной фазой, с диапазоном существования от 755°C до 551°C . При дальнейшем снижении температуры, фаза τ_5 полностью трансформируется в фазу τ_6 или $\beta\text{-AlFeSi}$, обладающую моноклинной решеткой, пластическая деформация которой практически невозможна.

Затем проведено механическое легирование путем совместного измельчения в вибрационной мельнице в течение 5 минут с частотой 30 Гц. Вес каждой навески в стакане мельницы составлял 20 гр. Одновременно измельчалось две навески. После механической активации готовая смесь была синтезирована аддитивным методом. Реализован аддитивный метод путем однократной однослойной обработки – наплавки пластинчатым электродом на Многопостовом источнике питания для дуговой сварки ВДМ-1202. Вещество наплавлялось на основание толщиной 6 мм, пластинчатый электрод имел толщину 2 мм. Электрод и основание изготовлены из стали марки 3. При наплавке использован флюс АН348 фракцией -0,5. Фазовая диаграмма и полученный металлокерамический материал показаны на рисунке 1. Окружностью показана исследуемая область фазовой диаграммы.



Синтезированный материал

Рисунок 1 – Фазовая диаграмма и полученный синтезированный материал системы Al-Fe-Si

Выводы: предложен современный метод синтеза металлокерамических материалов системы Al-Fe-Si с использованием аддитивного метода, выполнено построение фазовой диаграммы, получен композиционный металлокерамический материал, способный подвергаться пластической деформации.

Благодарности. Настоящее исследование выполнено при финансировании Комитета науки Министерства науки и высшего образования Республики Казахстан (Грант № AP19675471) «Разработка технологии синтеза композиционных керамических материалов системы Al_xFe_ySi с использованием аддитивного метода».

Термодинамическое обоснование получения низкоуглеродистого ферромарганца из пылей Fe-Si-Mn

Бадикова А.Д., Шевко В.М., Адам Т.И.

(Южно-Казахстанский университет им. М. Ауэзова, г. Шымкент, Казахстан)

В статье приводятся результаты исследований по получению низкоуглеродистого ферромарганца из пылей ферросиликомарганца. Исследования проведены методом термодинамического моделирования, с использованием программы HSC-6.0 Outokumpu в температурном интервале 500-1900 °С при давлении 1 бар. Установлено, что в присутствии 50-56% MnC₁₂ в температурном интервале 1300-1900 °С из пылей производства ферросиликомарганца возможно получить ферромарганец марки ФМн78. Электроплавкой пылей получен сплав, содержащий 6,5% Si, 72%Mn, который по содержанию кремния относится к ферромарганцу марки ФМн70.

Ключевые слова: пыль, ферромарганец, ферросиликомарганец, термодинамическое моделирование, температура.

В Казахстане в 2022 году было произведено 192,1 тыс. т ферросиликомарганца [1]. При производстве марганцевых ферросплавов образуются отходы: шламы, шлаки, отсевы и пыли. Использование и переработка этих отходов позволяет уменьшить потребление исходного минерального сырья, повысить эффективность производства, сократить загрязнение окружающей среды [2].

Исследования проводили методом термодинамического моделирования, с использованием программы HSC-6.0 Outokumpu [3]. Определение равновесной степени распределения элемента (α , %) по продуктам взаимодействия проводилось в соответствии разработанным в ЮКУ им. М. Ауэзова алгоритмом. Исследования проведены в температурном интервале 500-1900 °С, давление 1 бар. В работе использовали пыли ТОО «Таразский металлургический завод» содержащие, масс. %: 32.4 MnO, 34 SiO₂, 13.8 CaO, 3.5 ZnO, 3 PbO, 2 Fe₂O₃, 1.8 MgO, 1.8 K₂O, 3.3 Na₂O, 2.4 Al₂O₃, 2 C.

Для проведения термодинамическое обоснование получения низкоуглеродистого ферромарганца из пылей ТМЗ использовали ферросиликомарганец MnC₁₂, который по [4] содержит, масс. %: 12 Si; 72,5 Mn; 12,0 Fe; 3,5 C. Количество ферросиликомарганца (MnC₁₂) изменялось от 50 до 56 % от массы пыли.

На основании данных полученных с помощью программы HSC-6.0 Outokumpu по количественному распределению веществ определено, что марганец восстанавливается при температуре <1200 °С. До 1200 °С марганец в основном присутствует в виде соединений Mn₃Si, MnSiO₃, MnC₂, MnO и элементный Mn. Кремний в системе в основном находится в виде соединений CaSiO₃, MgSiO₃, MnSiO₃, SiO₂, Mn₃Si. Степень извлечения кремния в силициды железа не значительна и максимально при 1800 °С составляет 6,02% при 53% MnC₁₂.

Степень извлечения марганца и кремния в сплав, а так же концентрация их в сплаве в зависимости от температуры и количества MnC₁₂ приводится на рисунке 1, из которого видно, что степень извлечения кремния в сплав возрастает с увеличением температуры (в интервале 1300-1900 °С) и количества ферросиликомарганца. Например, при температуре 1800 °С составляет 6,12% при 50% MnC₁₂, и 9,15% при 56% MnC₁₂. Концентрация марганца в сплаве понижается при увеличении количества MnC₁₂. Например максимальная CMn_(спл) при T=1900 °С и 50% MnC₁₂ составляет 86,08%, а при 56% MnC₁₂ -85,29%. Концентрация кремния в сплаве возрастает при

увеличении $MnC12$. Максимальная $CSi_{(спл)}$ наблюдается при $1800^{\circ}C$ и 50% $MnC12$ составляя 1,86%, а при 41% $MnC12$ - 2,66%.

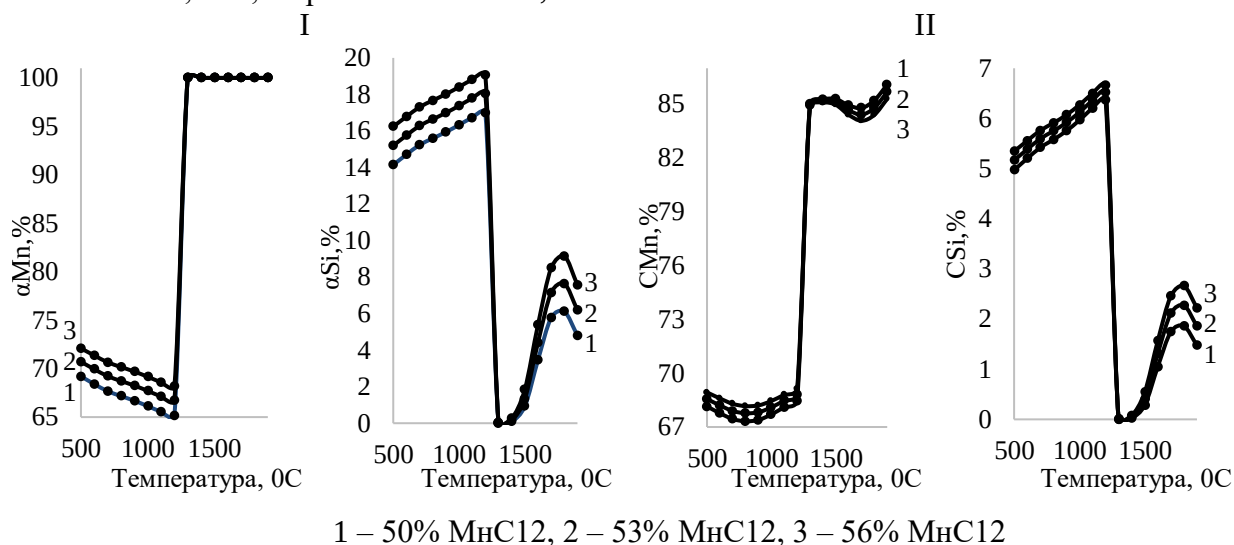


Рисунок 1 – Влияние температуры и количества ферросиликомарганца на степень извлечения и концентрацию марганца и кремния в сплаве

Из рисунка 2 видно, что в температурном интервале $1300 - 1900^{\circ}C$ возможно получение ферромарганца марки ФМн78. Например при 56 % $MnC12$ концентрация марганца 84,07%, а концентрация кремния 2,46%.

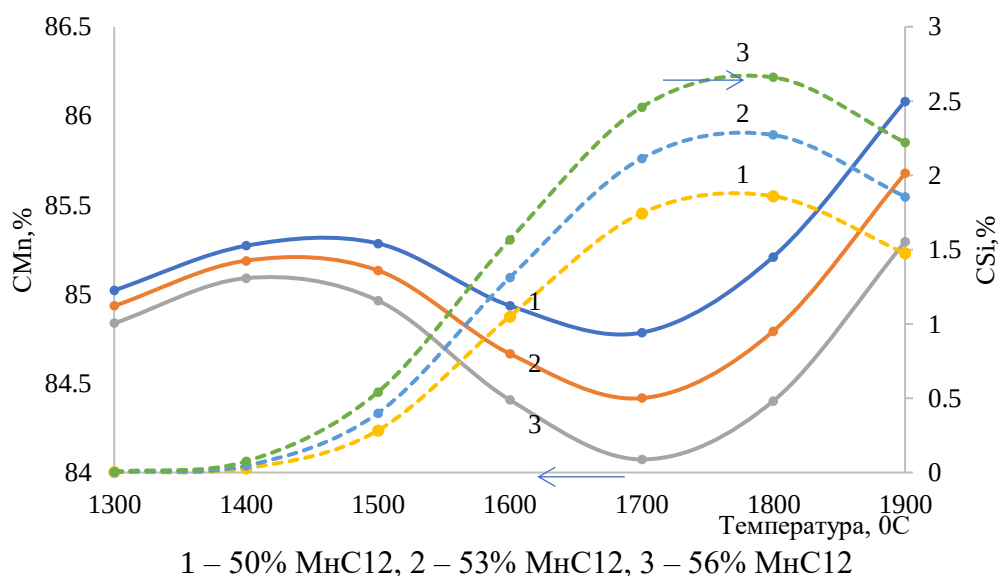


Рисунок 2 – Сравнительная информация по влиянию температуры и количества ферросиликомарганца на содержание кремния и марганца в сплаве

Электроплавкой пыли производства ферросиликомарганца Таразского металлургического завода получен сплав, который по содержанию Mn (72%) и Si (6,5%) относится к ферромарганцу марки ФМн70.

Источники

- 1 Бюро национальной статистики Агентства по стратегическому планированию и реформам Республики Казахстан. [Электрон. ресурс]. URL: <https://stat.gov.kz/> (дата обращения: 12.03.2023).

- 2 Dashevskii V.Ya., Aleksandrov A.A., Zhuchkov V.I., Leont'ev L.I. Problem of manganese in Russian metallurgy // Izvestiya Ferrous Metallurgy, 2020, 63 (8). pp. 579-590. DOI: 10.17073/0368-0797-2020-8-579-590.
- 3 Roine A. Outokumpu HSC Chemistry for Windows. Chemical Reaction and Equilibrium software with Extensive Thermochemical Database. Pori: Outokumpu Research OY, 2002.
- 4 ГОСТ 4756-91. Ферросиликомарганец. Технические требования и условия поставки. -М.: Стандартинформ, 2011. –7 с.

Методы подготовки руды к выщелачиванию

Бектибаев У.А.

(Филиал РГП «НЦ КПМС РК» «ИГД им. Д.А. Кунаева», г. Алматы, Казахстан)

Целью настоящей статьи является обследование Жезказганского месторождения и разработка рекомендаций по вовлечению в подземное выщелачивание наиболее пригодных участков некондиционных руд, оставленных из-за малого содержания металлов.

В статье рассматривается медистые песчаники, в основном, в пределах старых отработанных шахт рудного поля. Выявлены дополнительные объекты для организации там участков подземного выщелачивания, особенно в флексурной части шахты Кресто-Центр. Лабораторные исследования показывают, что за 10 месяцев из окислено-сульфидной руды крупностью минус 20 мм можно выщелочить 50-80 % меди. За тот же период из халькозиновой руды выщелочено 30-50% меди, а из борнит- халькопиритов- 5-12%, что свидетельствует о малой эффективности переработки последней методом выщелачивания. Лучшим растворителем являются серная кислота (5-10 г/л) и подкисленный сульфат окиси железа (5 г/л). Расход серной кислоты по мере выщелачивания и развития окислительных процессов снижается до 1,6-3,2 т/т меди для окисленной руды и до 2,5-4,1 т/т для халькозиновой руды, что делает сернокислотное выщелачивание вполне приемлемым для этих руд по технико-экономическим показателям.

В условиях Жезказганского месторождения потери руды в оставляемых различного рода целиках колеблются от 12 до 25%, достигая иногда 40 % с увеличением диаметра целиков в панели с использованием крупного самоходного оборудование. Это увеличивает потери на десятки млн т. богатой руды, которой равен примерно годовой производительности медного рудника на Урале.

Поэтому изысканию наиболее эффективных методов добычи потерянных, забалансовых и бросовых руд имеет первостепенное значение. Одним из таких способов является подземное выщелачивание. Успешное решение проблемы подземного выщелачивания меди из разных типов руд, способствует вторичной разработке их и максимально полному использованию богатств недр.

В подборе методов весьма важным при системе подземного выщелачивания является выбор их параметров (высота этажа, размеры блока и т.д.). Эти параметры должны быть увязаны с технологическими параметрами процесса выщелачивания, такими как плотность орошения руды растворителем, содержание полезных компонентов в растворах, извлечение их из растворов и т.д., а также со свойствами руды (фильтрационная способность, растворимость полезных компонентов и т.д.).

Разрабатываемый участок (блок) с запасами руды А разбивается на ряд секций. Каждая секция в течение определенного периода времени T_1 суток орошается растворителем (с концентрацией полезного компонента в нем $C_{\text{кон}}$ г/л) с определенной плотностью л/т сутки. Просачиваясь через руду со скоростью, равной коэффициенту фильтрации K_f м/час, раствор обогащается полезным компонентом, концентрация которого достигает – $C_{\text{кон}}$ г/л.

После этого орошения секции делается перерыв (пауза) в течение T_2 суток, необходимый для интенсификации окислительных процессов и перевода полезных компонентов в более легкорастворимое состояние. В это время орошаются другие секции.

При трудно выщелачиваемых рудах концентрация полезного компонента в растворе, достигаемая за один цикл орошения, может оказаться недостаточной для того, чтобы передать раствор для дальнейшей переработки. В этом случае раствор

оборачивается в секции в течение T_3 суток, а на переработку подается часть продуктивного раствора $U_{пр}$.

Регенерированный раствор после извлечения из него полезных компонентов, с концентрацией $C_{нач}$ подается вновь на орошение руды.

Количество секций зависит от продолжительности орошения руды и продолжительности паузы:

$$n = \frac{T_2}{T_1} + 1, \quad (1)$$

Тогда запасы руды в блоке:

$$A_6 = \left(\frac{T_2}{T_1} + 1 \right), \text{ т} \quad (2)$$

Таким образом, определив (по результатам лабораторных экспериментов и полупромышленных испытаний) технологические параметры выщелачивания и зная свойства руды, можно рассчитать параметры системы подземного выщелачивания. Эти расчетные параметры могут, конечно, корректироваться с учетом элементов залегания рудных тел и характеристик технологического оборудования.

В основе процесса выщелачивания металла из руд лежит явление диффузии, характеризующееся весьма низкими скоростями. Снижение времени выщелачивания и увеличение доли извлечения металла при прочих постоянных параметрах обратно пропорционально линейному размеру куска.

При подземном выщелачивании существенным является получение оптимального коэффициента разрыхления руды по отбиваемым слоям для равномерной фильтрации раствора, а также получение фракционного состава руды, заданного химической технологией.

Расход серной кислоты по мере выщелачивания и развития окислительных процессов снижается до 1,6-3,2 т/т меди для окисленной руды и до 2,5-4,1 т/т халькозиновой руды, что делает сернокислотное выщелачивание вполне приемлемым для этих руд по технико-экономическим показателям.

Восстановление металлов из оксидов твердым углеродом через непроницаемую для атомов и молекул твёрдую мембрану

Бильгенов А., Гамов П.А., Рошин В.Е.

(Южно-Уральский государственный университет (НИУ), г. Челябинск, Россия)

В результате многолетних исследований процессов восстановления разных металлов из чистых оксидов, рудных и нерудных материалов разными восстановителями при различных внешних условиях на кафедре пирометаллургических процессов ЮУрГУ разработана электрон-вакансионная теория восстановления металлов, которая обоснована и подробно изложена в учебнике [1]. Согласно теории, восстановление металлов заключается в поступлении к катионам восстанавливаемых металлов электронов, генерируемых химической реакцией оксидов с восстановителем на поверхности оксидов и распространяющихся в объёме всех контактирующих между собой оксидных фаз вместе с образующимися там же заряженными анионными вакансиями.

Электронный механизм восстановительных процессов с единых позиций объясняет все известные факты восстановления любых металлов любыми восстановителями в любых условиях, в том числе получение металлов, например, алюминия, электролизом, особенности кинетики восстановления железа из гематитовых, магнетитовых, сидеритовых и других руд. При этом для объяснения восстановительных процессов не требуется привлекать ни принцип последовательного восстановления Байкова, ни адсорбционно-автокаталитическую теорию Чуфарова, ни диффузионно-кинетическую теорию Ростовцева, ни любые другие уточняющие и дополняющие схемы атомно-молекулярных теорий. Это даёт основание считать его универсальным описанием механизма восстановления.

Цель данной работы – экспериментально проиллюстрировать возможность восстановления металлов из оксидов через непроницаемую для атомов и молекул твёрдую мембрану, обладающую в условиях эксперимента анион-электронной проводимостью.

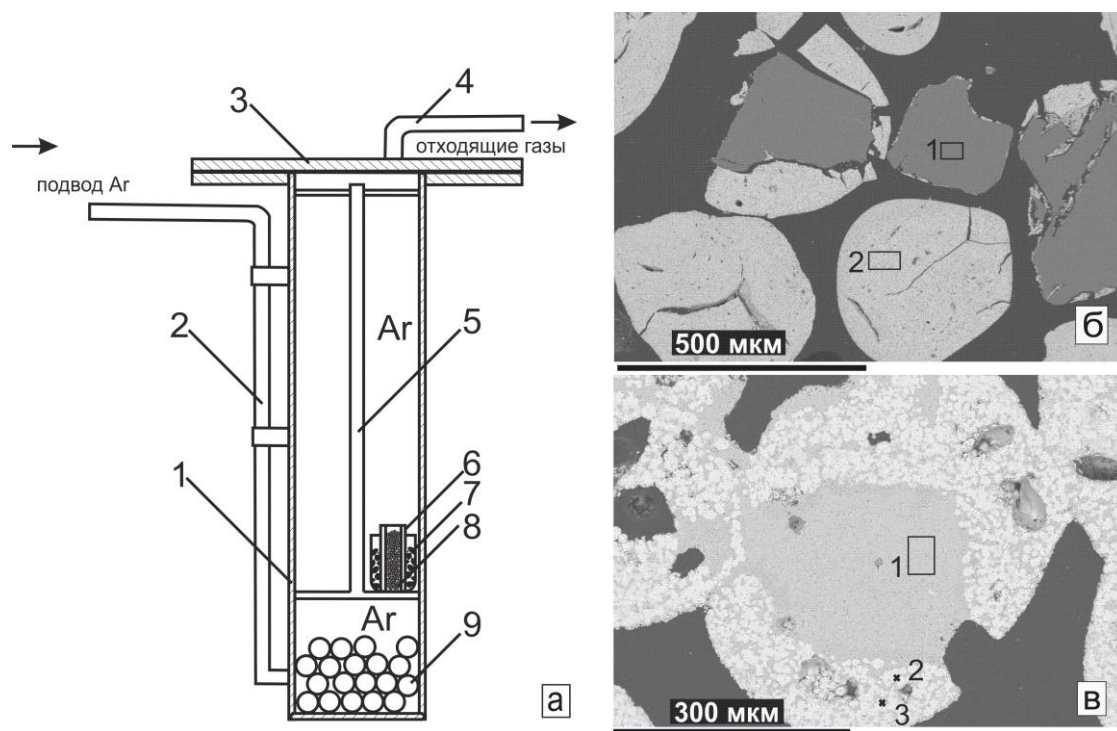
В качестве объекта исследования использовали железную руду Лисаковского месторождения (Казахстан). Исходный состав железной руды (ат.%):

	O	Al	Si	P	Ca	Fe	Co	Zr
Рудное зерно	70,6	2,6	1,0	0,4	0,1	24,9	0,2	0,2

Эксперименты провели по схеме на установке MM 6000 компании RB Automazione (рисунок, а). На подложку в реакторе установили корундовый тигель, внутрь которого поместили кварцевую трубку, используемую в качестве непроницаемой для атомов и молекул твёрдой мембраны и обладающую в условиях эксперимента анион-электронной проводимостью. В кварцевую трубку засыпали порошок железной руды фракции –1 мм. Снаружи кварцевую трубку засыпали порошком размолотого боя угля Шубаркольского месторождения такой же фракции. Печь нагревали вместе с образцами до температуры 1100°C в проточной атмосфере аргона с расходом 0,5 л/мин и выдерживали 4 часа. После выдержки печь вместе с образцами охлаждали до комнатной температуры, не останавливая продувку аргоном.

Для сравнения провели аналогичные эксперименты, но без использования порошка угля.

Все полученные в результате экспериментов образцы подвергли исследованиям микрорентгеноспектральным анализом на просвечивающем электронном микроскопе высокого разрешения Jeol JEM-2100 и рентгенофазовым анализом на рентгеновском порошковом дифрактометре Rigaku Ultima IV.



Состав, ат.%	O	Al	Si	P	Ti	V	Fe	Co
Спектр 1(б)	70	-	29.7	-	-	-	-	-
Спектр 2(б)	67	2.2	1.5	0.2	-	0.1	28.6	0.2
Спектр 1(в)	64	1.1	10.7	0.8	-	-	23.3	0.2
Спектр 2(в)	56	0.4	0.5	-	-	-	42.7	0.4
Спектр 3(в)	68	11.8	0.6	-	0.1	0.1	18.9	0.2

Рисунок: а - схема реактора установки ММ 6000 для проведения эксперимента: 1 – корпус реактора установки, 2 – входной патрубок для газа, 3 – фланец, 4 – газоотводящий патрубок, 5 – подложка, 6 – кварцевая трубка, 7 – уголь, 8 – железная руда, 9 – керамические шары; **б** – частицы руды после обжига без угля; **в** – частицы руды после обжига с углём

Из приведённых на рисунке результатов экспериментов следует, что в процессе обжига в частицах руды появилась фаза (светлая) с повышенной концентрацией железа (рис., спектр 2(в)). В то же время в сравнительных экспериментах, выполненных по точно такой же методике и с такими же параметрами (температура и продолжительность выдержки), но при отсутствии контакта кварцевой трубки с порошком угля, подобных изменений в частицах руды не обнаружено (рис., б).

Таким образом, представленные результаты экспериментов показывают, что восстановление металла из оксидов происходит даже без непосредственного контакта твёрдого восстановителя с оксидом восстанавливаемого металла, разделённых твёрдой непроницаемой для атомов и молекул мембраной. Это подтверждают электрон-вакансионный механизм процесса восстановления металлов в объёме оксида.

Исследование выполнено при финансовой поддержке Министерства науки и высшего образования Российской Федерации (государственное задание на выполнение фундаментальных научных исследований №FENU-2023-0011 (2023011ГЗ)).

Источник

- 1 Рощин В.Е. Физика пирометаллургических процессов : учебник / В.Е. Рощин, А.В. Рощин. – Москва; Вологда : Инфа-Инженерия, 2021. – 304 с. ил., табл.

Определение термодинамических свойств синтетических гидроксосульфатов меди

Гоголь Д.Б.¹, Садырбеков Д.Т.^{1,2}, Дюсембаева Л.Ф.^{1,3}, Земский О.И.²,
Макашева А.М.^{3,4}

¹Институт проблем комплексного освоения недр, г. Караганда, Казахстан

²Карагандинский университет им. Е.А. Букетова, г. Караганда, Казахстан

³Химико-металлургический институт им. Ж. Абишева, г. Караганда, Казахстан

⁴Карагандинский технический университет им. А. Сагинова, г. Караганда, Казахстан)

Термодинамика окисленных минералов переходных металлов (меди, цинка, никеля и др.) продолжает привлекать внимание исследователей. Эти соединения, как правило образуются в зоне окисления сульфидных месторождений, иногда формируют собственные залежи, а также содержатся в остаточных количествах в отвальных породах и металлургических отходах [1]. Также соединения такого рода являются продуктами коррозии сплавов на основе меди, цинка [2] и других материалов, в том числе предметов культурного наследия.

Также гидроксосоли переходных металлов обладают низкой растворимостью, позволяющей использовать их в качестве иммобилизаторов тяжелых металлов. Этот аспект является важным для улучшения экологической стабильности окружающей среды. Однако для ряда соединений имеются значительные расхождения в измеренных значениях произведения растворимости и основных термодинамических функций, для некоторых веществ эти параметры до сих пор не определены.

Цель работы – изучение аналогов природных минералов антлерита и брошантита – гидроксосульфатов $\text{Cu}_3[\text{SO}_4](\text{OH})_4$ и $\text{Cu}_4[\text{SO}_4](\text{OH})_6$, полученных методом гидротермального синтеза.

Для проведения синтеза гидроксосульфатов меди в качестве исходных веществ использованы пентаводный сульфат меди $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ (АО «Уралэлектромедь») и карбамид $(\text{NH}_4)_2\text{CO}$ (ТОО «Купавнареактив») Реактивы имеют квалификацию «химически чистый» и содержат не менее 99% основного вещества.

Для изучения термодинамических характеристик синтезированных образцов были поставлены эксперименты по их растворению при различных температурах. Синтезированные образцы помещались в мерные колбы 500 мл с притертыми пробками и доливались дистиллированной водой до метки. Навеска образцов составляла 200 ± 2 мг для обеспечения условий равновесного растворения. Колбы помещались в три термостата при температурах 20, 50 и 80 °С с точностью поддержания $\pm 1^\circ\text{C}$ и выдерживались в течение нескольких недель при периодическом перемешивании. Для определения концентрации ионов меди в растворе один раз в несколько дней из колб отбиралась проба для анализа. Из колбы через 0,45 мкм нейлоновый фильтр отбиралось 10 мл раствора, который переносился в химический стакан и охлаждался до комнатной температуры. После этого из стакана отбирались аликвоты 1 мл, после чего в стакан добавлялась дистиллированная вода в аналогичном количестве, и содержимое стакана переносилось обратно в колбу.

Эксперименты проводились до наступления стабильной концентрации в растворе, определяемой по совпадению результатов трех последних анализов в пределах среднеквадратичного отклонения.

В результате проведения экспериментов были получены данные об изменении концентрации ионов меди при растворении синтезированных образцов. Увеличение концентрации ионов меди происходит достаточно быстро и приближается к некоторому предельному значению, соответствующему равновесной концентрации

меди в растворе. Полученные наборы экспериментальных данных были сглажены уравнением зависимости вида $y = x / (a + bx)$, которая имеет асимптотический предел. Асимптотические значения данной функции принимались за равновесные концентрации ионов меди в растворе.

Процесс растворения антлерита и брошантита описывается следующими уравнениями:



где обозначения в квадратных скобках означают равновесные концентрации. При этом концентрации ионов в растворе равны между собой с учетом стехиометрических коэффициентов. Полагая концентрацию твердого вещества постоянной величиной равной единице, выражения для константы равновесия реакций (1) и (2), в соответствии с законом действующих масс, в простой и логарифмической форме имеют вид

$$K_{\text{SP,ant}} = \{\text{Cu}^{2+}\}^3 \cdot \{\text{SO}_4^{2-}\} \cdot \{\text{OH}^-\}^4 \quad (3)$$

$$K_{\text{SP,bro}} = \{\text{Cu}^{2+}\}^4 \cdot \{\text{SO}_4^{2-}\} \cdot \{\text{OH}^-\}^6 \quad (4)$$

$$\log K_{\text{SP,ant}} = 3\log\{\text{Cu}^{2+}\} + \{\text{SO}_4^{2-}\} + 4\log\{\text{OH}^-\} \quad (5)$$

$$\log K_{\text{SP,bro}} = 4\log\{\text{Cu}^{2+}\} + \{\text{SO}_4^{2-}\} + 6\log\{\text{OH}^-\} \quad (6)$$

где обозначения в фигурных скобках выражают активности ионов в растворе.

Для расчета температурной зависимости константы растворения в равновесных условиях, а также термодинамических функций реакции растворения соединений были использованы известные формулы со стандартными значениями энергии Гиббса $\Delta_r G^\circ$, теплоемкости $\Delta_r C_p^\circ$, энтропии $\Delta_r S^\circ$ и энтальпии $\Delta_r H^\circ$.

Таким образом, гидротермальным методом синтеза получены образцы основных сульфатов меди $\text{Cu}_3[\text{SO}_4](\text{OH})_4$ и $\text{Cu}_4[\text{SO}_4](\text{OH})_6$, которые показали хорошее соответствие природным минералам антлериту и брошантиту по результатам рентгеновской дифракции и инфракрасной спектроскопии. Поставлены продолжительные эксперименты по растворению синтетических образцов с целью измерения константы растворимости (произведения растворимости): $\log K_{\text{SP,ant}} = -49.6 \pm 1.1$, $\log K_{\text{SP,bro}} = -68.9 \pm 1.9$. На основании полученных данных определены термодинамические параметры реакции растворения антлерита и брошантита и найдены их основные термодинамические функции: энергия Гиббса образования ($\Delta_f G_{\text{ant}}^\circ = -1461 \pm 6$ кДж/моль, $\Delta_f G_{\text{bro}}^\circ = -1820 \pm 11$ кДж/моль), энтальпия образования ($\Delta_f H_{\text{ant}}^\circ = -1743 \pm 44$ кДж/моль, $\Delta_f H_{\text{bro}}^\circ = -2180 \pm 23$ кДж/моль), стандартная энтропия. Полученные значения удовлетворительно согласуются с известными экспериментальными данными [3,4].

Работа выполнена при финансовой поддержке Министерства образования и науки Республики Казахстан (проект № AP09259337/ГФ).

Источники

1. Jeong J.-B. Solid-phase speciation of copper in mine wastes // Bull. Korean Chem. Soc., 2003. Vol. 24(2). – P. 209-218, doi 10.5012/bkcs.2003.24.2.209

2. Mendoza A.R., Corvo F., Gómez A., Gómez J. Influence of the corrosion products of copper on its atmospheric corrosion kinetics in tropical climate // Corros. Sci., 2004. Vol. 46. – P. 1189-1200, doi 10.1016/j.corsci.2003.09.014
3. Bissengaliyeva M.R., Ogorodova L.P., Mel'chakova L.V., Vigasina M.F. Thermochemical investigation of natural antlerite // J. Therm. Anal. Calorim., 2012. Vol. 109. – P. 467-471, doi 10.1007/s10973-011-1763-7
4. Zittlau A.H., Shi Q, Boerio-Goates J., Woodfield B.F., Majzlan J. Thermodynamics of the basic copper sulfates antlerite, posnjakite, and brochantite // Geochem., 2013. Vol. 73(1). – P. 39-50, doi 10.1016/j.chemer. 2012.12.002

Использование технологий жесткой экструзии для окускования пыли дугового сталеплавильного производства

Григорьев Е.В., Капелюшин Ю.Е.

(Южно-Уральский государственный университет (НИУ), г. Челябинск, Россия)

1. Введение

В металлургической отрасли, в зависимости от технологии, шихтовые материалы либо перерабатываются без предварительной подготовки, либо подвергаются операциям окускования путём агломерации, окатывания или брикетирования. Одним из методов брикетирования является технология жесткой экструзии, применяемая для мелкодисперсных материалов. Основное преимущество жёсткой экструзии перед другими методами брикетирования заключается в получении плотных брикетов с хорошими прочностными характеристиками без дополнительной термической обработкой [1-2].

Технология жесткой экструзии является весьма перспективной для окускования мелкодисперсной пыли электродугового сталеплавильного производства (ЭДП). На сегодняшний день в отвалах скопилось свыше 30 млн. т пыли и дополнительно поступает до 780 тыс. т/год. [3]. Основную ценность в пыли ЭДП представляют железо и цинк, содержание которых варьируется в пределах 20 – 50 % и 2 – 25%, соответственно.

В работе исследуется изготовление брикетов (брэкс) полученных из пыли ЭДП по технологии жёсткой экструзии.

2. Брикетирование пыли ЭДП

При брикетировании осуществлялись следующие операции:

1. Рассчитано стехиометрическое количество восстановителя, необходимое для полного восстановления железа и цинка в брикетах (в программном комплексе TERRA). Количество восстановителя по стехиометрии составляет 16,5 г на 100 г смеси (взято с избытком 18,5 г).
2. Подготовлены шихтовые материалы: восстановитель (антрацит фракцией 0,16 мм) и связующее (бентонит).
3. Подобрана фильера толщиной 5 мм с отверстиями диаметром 15 мм.
4. Осуществлён подбор влажности. Содержание влаги подбиралось экспериментально, исходя из физико-химических свойств брикетируемой пыли ЭДП с восстановителем. Зависимость прочности от влажности имеет экстремальный характер. При недостаточном количестве влаги брикеты не формируются, и на выходе получается рассыпчатая смесь. Избыток влаги напротив – приводит к излишней пластичности брэкс после экструзии, и они не сохраняют задаваемую фильерой форму. При подборе влажности эксперименты проводились без восстановителя. Воду по 5% от массы навески добавляли в смесь. Затем смесь пропускали через экструдер и оценивали качество получаемых брикетов.

3. Результаты экспериментов по экструзии брикетов

3.1 Связующее

В ходе испытаний установлено, что бентонит подходит в качестве связующего. На выходе из экструдера получают прочные брэксы без трещин и изломов. Ниже представлены результаты для брэкс с содержанием бентонита 8 – 9% к массе шихты.

3.2 Подбор влажности

20%, 21% - Смесь достаточно увлажнена. При использовании фильеры диаметром 15 мм формируется ровный брикет.

На рисунке 1 представлены сырые брэксы с оптимальным содержанием влаги.



Рисунок 1 – Сырые брикеты экструзионные из пыли ЭДП с оптимальным содержанием влаги

4. Сушка брэксов

После получения брэксов осуществлялась сушка путём вылёживания на воздухе. Проводилось сравнение с брикетами, высушенными в сушильном шкафу. Для сравнения отбирались два образца: один сушился на воздухе, а другой в сушильном шкафу. Первые 48 часов оба образца сушились на воздухе. Образец 1 поместили в сушильный шкаф при температуре 110 °С (время выдержки – три часа). Влажность после сушки составляла менее 1 %. Образец 2 вылёживался на воздухе в лабораторных условиях. Взвешивание образцов осуществлялось в течение 25 дней. Результаты сушки брэксов представлены на рисунке 2.

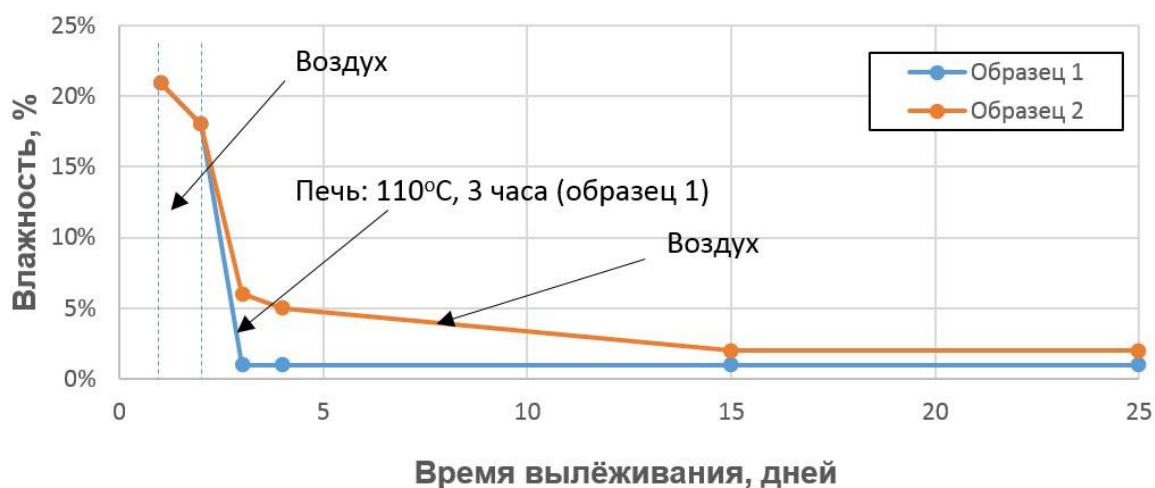


Рисунок 2 – Содержание влаги в брэксах в зависимости от времени и способа сушки

Как видно из рисунка 2, наибольшая потеря влаги происходит в первые три дня после получения брикетов. Ввиду того, что образец 2 сушился только на воздухе, содержание влаги в нём чуть больше, чем в образце 1, который высушивали в печи при температуре 110°C.

5. Выводы

Исследована возможность получения брикетов методом жесткой экструзии из пыли ЭДП. Выявлено влияние связующего и влажности в процессе изготовления брэксов. Получен оптимальный состав шихты для получения брикетов из исследуемой пыли ЭДП в условиях используемого лабораторного экструдера: восстановитель (антрацит) 0,2 масс % на 100 г пыли, связующее (бентонит) 8 % к массе смеси. Выявлено оптимальное содержание влаги 20 – 21 % для фильеры с диаметром 15 мм. Проведены эксперименты по сушке, в ходе которых установлено, что наибольшая потеря влаги наблюдается в первые 72 часа после получения брэксов.

Источники

- 1 Курунов И.Ф., Бижанов А.М. Жесткая вакуумная экструзия Steele -перспективный способ окускования металлургического сырья и отходов // Черная металлургия: бюл. НТиЭИ. 2012. № 4. С. 46-49.
- 2 Бижанов А. М. Технологии брикетирования в черной металлургии. Инфра-инженерия. 2020. С. 257
- 3 Попов А.А. К вопросу проблемы утилизации цинксодержащей пыли сталеплавильных производств // Вестник евразийской науки. 2015. Т. 7. № 2(27). С. 116.

Биологическая рекультивация пылящих объектов горно-обогатительного производства

Жалгасулы Н.

(Филиал РГП «НЦ КПМС РК» «ИГД им. Д.А. Кунаева», г. Алматы, Казахстан)

Тонкозернистые и пылевидные отходы горно-обогатительных фабрик представляют собой источник загрязнения всех компонентов природной среды: уменьшаются площади пастбищ, пахотных земель, а также появляются различные болезни взрослых и детей.

Кроме того, на угольных шахтах и разрезах накоплены значительные объемы некондиционных бурых углей, которые из-за низкой калорийности, высокой зольности и низкой степени метаморфизма не используются и являются источниками загрязнения окружающей среды.

Цель работы состоит в разработке технологии получения препарата-адаптогена на основе гуматов из некондиционного бурого угля и экстрактов дикорастущих растений для создания устойчивого растительного покрова на техногенных объектах горно-обогатительного производства.

Научный задел статьи опирается на достигнутый уровень развития известных в отечественной и мировой практике способов переработки углеводородного сырья по созданию новой технологии получения препарата-адаптогена из некондиционного бурого угля. Смысл новизны заключается в адаптации дикорастущих растений на поверхности пылящего объекта. Для этого выбраны ряд многолетних кустарников (алабота, брунец, черный полынь и др.) растущих возле хвостохранилища. В достаточном количестве собраны семенной материал и их обработали препаратом-адаптогеном, где семена приобретает высокой всхожести, в итоге поверхность хвостохранилища покрывается зеленой массой вышеуказанных кустарников. Полевой эксперимент показал, что пыление с поверхности хвостохранилища уменьшилась на 80-85%.

Технологическая привлекательность статьи состоит в выращивании устойчивой растительной массы на токсичной поверхности техногенных отходов с помощью обработки семенного материала дикорастущих растений препаратом-адаптогеном при посадке и в онтогенезе

Анализ показал, что выбор способа получения гуминовых кислот зависит от содержания в сырье, стабильности их состава и степени подвижности. Крупномасштабного производства гуминовых кислот и их производных в странах СНГ, в том числе Казахстане не создано.

Впервые разработана технология получения из некондиционных бурых углей препарата-адаптогена на основе гуминовых кислот из угля и экстрактов дикорастущих растений. Определены концентрации препарата-адаптогена для обработки семенного материала выращиваемых на поверхности хвостохранилищ дикорастущих растений, приспособленных к аридной зоне.

При этом за счет утилизации отвалов некондиционного угля происходит снижение затрат, связанных с его хранением, снижаются вредные выбросы в окружающую среду, а также обеспечивается замена импортной продукции отечественной.

Новизна работы заключается в выращивании устойчивой растительной массы на токсичной поверхности техногенных отходов с помощью обработки семенного материала дикорастущих растений препаратом-адаптогеном при посадке и в онтогенезе. Еще одна особенность работы в том, что при его осуществлении, химическому составу отходов не будет нанесено никакого вреда, его состав и концентрация не подвергнутся

изменениям, что очень важна при необходимости переработки отходов обогатительных фабрик по извлечению полезных компонентов.

Реализация в результате выполнения технологии получения гуминового препарата – адаптогена повысит коэффициент использования ископаемого угля, а получаемая продукция будет использована для биорекультивации техногенных образований.

В результате накопления отходов обогатительных фабрик (Жезды, Жезказган и др.), занимающих тысячи гектаров земли участились случаи болезни населения силикозом, анемией и детских заболеваний. Причина – в большом количестве вредных химических соединений в составе отходов горно-обогатительного производства.

Ожидаемый социально-экологический эффект от реализации проекта заключается в разработке «Технологического регламента» для проектирования цеха по получению препарата-адаптогена из угля и вытяжки дикорастущих растений по обработке семенного материала и посадки их на субстрате хвостохранилищ, позволяющие выращивания обеспыливающих трав. Все это позволит улучшения экологическую обстановку на прилегающих территориях и снижает заболеваемость местного населения.

Статья подготовлена в рамках грантового финансирование по научным проектам «Технология получения препарата-адаптогена на основе гуматов из угля и экстрактов дикорастущих растений для создания устойчивого растительного покрова на техногенных объектах» (AP14871298).

Источники

- 1 Наумова Т.В., Кособокова Р.В. и др. Влияние гуминовых веществ на биохимические процессы растений// Гумус и растения. Братислава, 1988. – С. 18-20
- 2 Butyugin, A.V., Uzdennikov, N.B., Gnedenko, M.V. et al. Reclamation of coal preparation dumps. Coke Chem. 55, 188-191 (2012). <https://doi.org/10.3103/S1068364X12050031>
- 3 Zhalgassuly N., Magaoya Asjan, Mamonov A.G.. Technology of saline land reclamation by brown coal products. Известия НАН РК «Серия геологии технических наук». - Алматы, 2018. – С. 120-128.
- 4 Жалгасулы Н., Когут А.В., Исмаилова А.А. Технология переработки некондиционного угольного сырья. Международная научно-практическая конференция «Повышение качества образования, современные инновации в науке и производстве», Экибастуз, 16 мая 2018. – С. 357-363.

Прогнозирование и превенция геомеханических катастроф в очистных пространствах шахтных полей, с целью повышения безопасности ведения горных работ и снижения проектных и эксплуатационных потерь полезных ископаемых

Игизбаев К.Б., Игизбаев Р.К., Игизбаев М.К.

(Филиал РГП «НЦ КПМС РК» «ИГД им. Д.А. Кунаева», г. Алматы, Казахстан)

Постановка проблемы. Месторождения полезных ископаемых, имеющие достаточное количество разведанных балансовых запасов полезных ископаемых, которые остались за пределами проектных контуров подлежащих очистной выемке, и на которых списаны или же на стадии проектирования списываются значительные объемы полезных ископаемых в проектные и эксплуатационные потери, в виду невозможности выемки их, основанных на современных концепциях расчетов (проектах) систем подземной разработок, но представляющих экономический интерес для их дальнейшей эксплуатации.

Разработка месторождений должна удовлетворять в первую очередь основным двум факторам – обеспечения высокой безопасности ведения горных работ; обеспечению максимально возможной полноты выемки полезных ископаемых. Выполнение этих двух основных условий позволят достижение всех остальных технико-экономических показателей горнодобывающего предприятия.

Целью предлагаемых способов является:

1. Прогнозирование гомогенных геомеханических катастроф в очистных пространствах шахтных полей, с разработкой технических мер по их превенции, с целью исключения обрушений целиков и кровли камер и обеспечения безопасности ведения подземных горных работ.

2. За счет обеспечения безопасности ведения горных работ, будет достигнуто обеспечение максимально возможной полноты выемки полезных ископаемых в размерах до 50% от объемов разведанных запасов полезных ископаемых и отработки месторождения до максимально возможной глубины.

3. Сокращение травматизма и смертности горнорабочих, повреждений горного оборудования; повышения рентабельности горнодобывающих предприятий; значительное продление сроков службы горнодобывающих предприятий; и др.

Методы и результаты исследований:

Они основаны на учении о Геохимии недр Земли, разработанной выдающимися учеными: В.И. Вернадским, Ф.У. Кларком, А.Е. Ферсманом, В.М. Гольдшмидтом и А.П. Виноградовым. Научной основой, созданной авторами теории прогнозирования и превенции гомогенных геомеханических катастроф, служила разработанная к.т.н. проф. К.Б. Игизбаевым: **«Геоструктурная теория прочности и их хрупко, а также псевдопластического разрушений конструкций систем подземной и открытой эксплуатации месторождений полезных ископаемых, сложенных множествами криволинейно-анизотропных геологических тел полезных ископаемых и вмещающих пород».**

Новизна. Новизна заключается в разработанных теории и способов прогнозирования и превенции геомеханических катастроф в очистных пространствах шахтных полей, позволяющих обеспечить безопасность ведения горных работ и полноту выемки разведанных балансовых запасов полезных ископаемых при

разработке месторождений подземным способом, что позволит значительно продлить сроки службы горнодобывающих предприятий. Предлагаемая авторами технология не имеет Мировых аналогов и является пионерской.

Обсуждение результатов:

1. Разработана теория прогнозирования и превенции геомеханических катастроф в очистных пространствах шахтных полей.

2. Разработаны способы оперативного и перспективного прогнозирования и превенции геомеханических катастроф в очистных пространствах шахтных полей внедрением которых будет обеспечено:

2.1. Исключение проявлений геомеханических катастроф, с разработкой технических мер по их превенции.

2.2. Максимальная степень устойчивости выработанных пространств путем разработки сетки скольжений для литологических разностей, подвергаемых выемке.

2.3. Восполнение и вовлечение в добычу, ранее списанных в потери полезных ископаемых, в размере до 50% от объемов разведанных запасов.

2.4. Разработка способов ликвидации опасных очагов обрушений с разработкой специальных проектов производства буровзрывных работ.

2.5. Безопасная отработка месторождений глубокими шахтами.

3. В настоящее время начаты работы по «Созданию новой теории проектирования разработки месторождений подземным способом, сложенных криволинейно-анизотропными массивами горных пород, предусматривающих исключение геомеханических катастроф и обеспечивающих максимально возможную полноту выемки».

4. Открыт закон хрупкого, а также псевдопластического разрушений анизотропных скальных массивов горных пород, при внесении в них конструкций систем подземной разработки. Разработанные авторами способы не имеют Мировых аналогов и является пионерской.

Практическая значимость. Разработка месторождений полезных ископаемых по предлагаемому способам позволит исключить проявления геомеханических катастроф в очистных пространствах шахтных полей, что в свою очередь позволит увеличить полноту выемки до 50% от общих разведанных балансовых запасов полезных ископаемых. Предлагаемые способы прошли широкомасштабные промышленные апробации на крупных горнодобывающих предприятиях РК. (Жезказганское, Миргалымсайское месторождения, Соколовский подземный рудник).

Прогнозирование и превенция геомеханических катастроф в выработанных пространствах карьерных полей, с целью повышения безопасности ведения горных работ и снижения проектных и эксплуатационных потерь полезных ископаемых

Игизбаев К.Б., Игизбаев Р.К., Игизбаев М.К.

(Филиал РГП «НЦ КПМС РК» «ИГД им. Д.А. Кунаева», г. Алматы, Казахстан)

Постановка проблемы. Легко открываемые разведанные балансовые запасы полезных ископаемых истощаются в виду их интенсивной добычи. А потребность их, ежегодного возрастает в среднем на 5% от добываемого объема в настоящее время. Открытые горные работы характеризуются малыми углами бортов откосов карьеров и малыми глубинами их разработок. При этом, на таких малых глубинах и таких малых углах бортов откосов карьеров происходят геомеханические катастрофы, связанные с обрушениями откосов уступов и бортов откосов карьеров, что значительно ухудшает технико-экономические показатели горнодобывающих предприятий. В результате этого увеличиваются проектные и эксплуатационные потери полезных ископаемых, средневзвешенные значения которых достигают 70%.

Целью предлагаемых способов являются:

1. Прогнозирование и превенция гомогенных геомеханических катастроф в выработанных пространствах карьерных полей и обеспечения безопасности ведения открытых горных работ.
2. На основе результатов способов прогнозирования и превенции геомеханических катастроф в выработанных пространствах карьерных полей, выбор и построения устойчивых откосов уступов и бортов откосов карьера, параметров отработки, направления развития фронта горных работ, и др.
3. Обеспечение максимально возможной полноты выемки полезных ископаемых, за счет обеспечения безопасности ведения горных работ.

Методы и результаты исследований: Предлагаемое техническое решение проблем прогнозирования и превенции гомогенных геомеханических катастроф основано на геологической постановке и геометризации задач горной геомеханики. Научной основой, созданной авторами теории гомогенных геомеханических катастроф, служила разработанная научным руководителем к.т.н. проф. К.Б. Игизбаевым: «Геоструктурная теория прочности и их хрупко, а также псевдопластического разрушений конструкций систем подземной и открытой эксплуатации месторождений полезных ископаемых, сложенных множествами криволинейно-анизотропных геологических тел полезных ископаемых и вмещающих пород».

Новизна. До настоящего времени в Мировой горной науке и практике проектирования открытых горных работ отсутствовали технические меры по прогнозированию геомеханических катастроф в выработанных пространствах карьерных полей, следовательно, отсутствовали способы их превенции. Применением данной фундаментально-прикладной разработки авторов обеспечивается достижение устранения этого пробела в горной науке и практике проектирования открытых горных работ.

Обсуждение результатов:

1. Разработана теория прогнозирования и превенции геомеханических катастроф в выработанных пространствах карьерных полей.

2. Разработаны способы оперативного и перспективного прогнозирования и превенции геомеханических катастроф в выработанных пространствах карьерных полей внедрением которых будет обеспечено:

2.1. Исключение проявлений геомеханических катастроф, с разработкой технических мер по их превенции.

2.2. Максимальная степень устойчивости выработанных пространств путем разработки сетки скольжений для каждой литологической разности, составляющих месторождение.

2.3. Увеличение углов откосов бортов карьера от 45° и выше.

2.4. Восполнение и вовлечение в добычу, ранее списанных в потери, до 50% от объемов разведанных балансовых запасов.

3. Ликвидация опасных очагов обрушений с разработкой специальных проектов по производства буровзрывных работ, поскольку в этих областях неприменимы типовые проекты ведения буровзрывных работ.

4. Ликвидация последствий проявлений геомеханических катастроф, с разработкой специальных ППР.

5. Безопасную отработку месторождений глубоким карьером.

Уникальность данного способа заключается, что ее применением достигаются: наибольшая степень устойчивости откосов, открытых выработанных пространств, образуемых после отбойки; повышение безопасности управления деформированиями и сдвигами литологических массивов в карьерах, а также управления горным давлением в карьерных полях, и др. Уникальность предлагаемых способов определяется тем, что они уже прошли промышленные апробации и внедрения на крупных горнодобывающих предприятиях. Увеличение полноты выемки полезных ископаемых по предлагаемым технологиям до сотен лет, продлевают срок отработки месторождений, что не только обеспечит создание новых рабочих мест, но их преемственность в нескольких поколениях.

Практическая применимость предлагаемых способов характеризуется готовностью к выполнению с их использованием нетривиальных **проектов** ведения открытых горных работ, реализацией которых будут достигнуты исключения геомеханических катастроф в выработанных пространствах карьерных полей. Апробация предлагаемого способа успешно проводилась в условиях открытой разработки на месторождениях «Маньбай» и «Шубарколь» с подтверждением прогнозных и фактических контуров (Республика Казахстан 2023г.).

Рискообразующие факторы при добыче полезных ископаемых

Исмаилова А.А.

(Филиал РГП «НЦ КПМС РК» «ИГД им. Д.А. Кунаева», г. Алматы, Казахстан)

Экологическая безопасность техносферы характеризуется мерой допустимости техногенной нагрузки по условиям выживания организмов и их сообществ. Под техногенной нагрузкой здесь закладывается степень изменения природной среды под воздействием горного производства. Причем, понятия техногенной нагрузки и экологической опасности сейчас практически не различаются между собой – предполагается, что чем больше техногенная нагрузка, тем выше экологическая опасность.

В свете изложенного целью исследований является разработка научных основ стратегии управления экологическими рисками, т. е. обеспечение экологической безопасности при воздействии горного производства на природную среду, позволяющих повысить достоверность принимаемых решений.

В настоящее время мероприятия, направленные на обеспечение экологической безопасности носят, в основном, эмпирический характер, научно не обоснованы. Для решения экологических проблем в настоящих исследованиях, которые являются еще не завершенными, представлены результаты по выявлению рискообразующих факторов, влияющих на экологическую ситуацию горнодобывающих предприятий, ведущих добычу полезных ископаемых подземным, открытым и способом подземного скважинного выщелачивания.

Именно определение параметров, их анализ и оценка позволят предвидеть нарушение окружающей среды при добыче полезных ископаемых, внедрять более эффективные технологии и осуществлять управление экологическими рисками. Проблема максимального улучшения экологической ситуации и сведение к минимуму негативного воздействия горнодобывающего и других производств на окружающую среду путем разработки и последовательного выполнения стратегии управления экологическими рисками на самих предприятиях остается не решенной.

При выщелачивании наиболее опасным фактором риска и трудноконтролируемым является загрязнение подземных вод. Возрастание техногенной нагрузки на водные территории при сокращении объема водоохраных мероприятий ведет к увеличению загрязнения водных объектов. Добыча урана методом скважинного подземного выщелачивания оказывает минимальное воздействие на окружающую среду по сравнению с классическими способами отработки месторождений. Добыча урана выщелачиванием не сопровождается образованием отвалов пород и хвостохранилищ, осушением подземных водоносных горизонтов и др. Однако в процессе добычи урана в подземные воды поступают остаточные химические реагенты, а так же продукты их взаимодействия с вмещающей породой, например, карбонатами. Необходимо строго контролировать распространение образующихся при добыче рассолов. В связи со сложностью происходящих при выщелачивании физико-химических гидродинамических процессов целесообразно применять методы математического моделирования.

Над поверхностью при добыче урана в почвенном и растительном покрове наблюдаются механические нарушения, связанные с бурением скважин и строительством вспомогательных сооружений. Кроме того, возможно химическое загрязнение территории, связанное со спецификой способа добычи-подкисление или подщелачивание почв в результате воздействия на них химических реагентов, а также радиоактивное загрязнение. Однако все эти нарушения относительно легко устранимы.

При сернокислотном выщелачивании в продуктивный раствор переходят уран, большая часть природного кальция, магния, железа и алюминия. В количественном отношении в растворах фиксируются устойчивые содержания марганца (130-300 мг/л), магния (400-600 мг/л), алюминия (500-1500 мг/л), кальция (500-600 мг/л), железа (II) до 1000 мг/л, железа (III) до 450 мг/л, SiO₂, радионуклидов и микроэлементов Cu, Ni, Se, Be.

Таблица – Значение предельно-допустимой концентрации в питьевой воде, пороговой (референтной) мощности дозы Н_Д и индекса опасности Н_Q

№№	Вещество	ПДК мг/л	НД, мг/кг сут	Н _Q	№№	Вещество	ПДК мг/л	НД, мг/кг сут	Н _Q
1	Барий	0,1	0,2	0,014	9	Никель	0,1	0,02	0,145
2	Бериллий	0,002	0,002	0,029	10	Нитраты	45	1,6	0,817
3	Бор	0,5	0,2	0,072	11	Свинец	0,03	0,0035	0,249
4	Кадмий	0,001	0,0005	0,058	12	Селен	0,01	0,005	0,058
5	Марганец	0,5			13	Хлор.связ.	1,2	0,1	0,348
6	Медь	1,0	0,019	1,53	14	Хром (VI)	0,05	0,003	0,483
7	Мышьяк	0,05	0,0003	4,83	15	Цианиды	0,035	0,02	0,51
8	Молибден	0,25	0,005	1,45	16	Цинк	5,0	0,3	0,483

Медь относится к микроэлементам, которые в малых дозах необходимы человеку. Агентство по охране окружающей среды США установило для этого элемента ПДК в питьевой воде, равную 1,3 мг/л, это несколько больше, чем значение, принятое в РК. Как и медь, молибден считается жизненно необходимым микроэлементом. Однако величина его ПДК в питьевой воде, рекомендуемая ВОЗ, значительно ниже действующей в РК, она составляет 0,070 мг/л. Агентство по охране окружающей среды США установило для молибдена еще более жесткий норматив - его ПДК в питьевой воде равна, 0,040 мг/л. Приоритетными направлениями обеспечения экологической безопасности являются: регулирование рационального природопользования; защита здоровья населения; предупреждение и ликвидация аварий при чрезвычайных ситуациях.

Различные методы извлечения золота из сульфидных продуктов

Каналы Е.

(Филиал РГП «НЦ КПМС РК» ГНПОПЭ «Казмеханообр», г. Алматы, Казахстан)

При обработке углеродсодержащих руд обычно наблюдаются повышенные потери золота в отходах. Эти потери обычно связаны с наличием в руде графита, углеродсодержащих сланцев и других углеродсодержащих минералов, которые действуют как естественные абсорбенты для растворенного золота [1]. Типовые схемы переработки таких руд включают в себя флотационное обогащение с выделением отвальных хвостов и цианирования концентратов после предварительного вскрытия золота в сульфидах различными методами, такими как: атмосферное окисление с предварительным сверхтонким измельчением, автоклавное окисление, бактериальное выщелачивание, различные виды обжига и другие.

Атмосферное окисление. Процесс Альбион сочетает в себе ультратонкое измельчение и окислительное выщелачивание при атмосферном давлении. Этот метод применяется для обработки концентратов цветных или драгоценных металлов, где сульфиды в сырье окисляются, что позволяет освободить ценные металлы. Эти металлы затем извлекаются с использованием стандартных технологий [2].

Важным этапом технологии Альбион является его способность увеличить площадь поверхности частиц сульфида, что способствует более эффективным химическим реакциям. Тонкое измельчение приводит к значительной деформации кристаллической решетки сульфидов, увеличивая количество поверхностных разрывов и дефектов в кристаллической структуре на несколько порядков по сравнению с необработанными минералами. Этот увеличенный уровень дефектов активизирует минерал, что способствует процессу выщелачивания. За счет увеличения площади поверхности минерала достигается более глубокое выщелачивание [3].

Автоклавное выщелачивание. Автоклавное выщелачивание представляет собой метод окислительного разложения сульфидных минералов, включая сульфиды железа и цветных металлов и дальнейшее выщелачивание золота. В этом процессе сульфидсодержащая водная смесь подвергается нагреву в автоклаве до температур в диапазоне 180-280°C при использовании давления кислорода, превышающего давление пара раствора. Золото и серебро остаются нерастворенными и могут быть извлечены с использованием цианирования или других гидрометаллургических методов. Технология автоклавного окисления в сочетании с цианированием позволяет достичь извлечения до 97% золота из концентратов [4].

Основной сложностью являются сульфидные руды, содержащие сорбционно-активные углеродистые вещества. Обработка таких руд методом автоклавного окисления требует тщательного выбора параметров для окисления и цианирования.

Органические вещества и хлориды также могут представлять проблему при автоклавном окислении углистых золотосодержащих руд и концентратов. Органическое вещество, такое как органический углерод, содержащийся в карбонатных минералах и естественных углистых сланцах руды, является основной причиной прегроббинга. В процессе автоклавного окисления органический углерод разлагается, образуя диоксид углерода, который выводится в газовую фазу и снижает парциальное давление кислорода.

Для достижения высокой эффективности автоклавного процесса было установлено, что допустимое содержание органического углерода в исходном сырье не должно превышать 0,4%, а концентрация хлоридов должна быть в пределах 2-3 мг/л. При соблюдении этих параметров, извлечение золота составит не менее 95% [5].

Бактериальное выщелачивание. Этот процесс включает окисление сульфидных минералов бактериями и дальнейшее выщелачивание золота цианидным раствором. В настоящее время, биовыщелачивание играет ключевую роль в обработке руд с высоким содержанием золота. Преимуществом метода бактериального выщелачивания является его потенциал для более экологически безопасной и эффективной обработки золотосульфидных материалов по сравнению с традиционными методами. Бактериальные методы особенно ценны при обработке золотосодержащей руды, содержащей органический углерод, так как микроорганизмы могут использовать его в качестве источника энергии для своей деятельности. Кроме того, наличие органического углерода в концентрате может быть полезным, поскольку бактерии используют его для создания новых клеток в процессе размножения и физиологического развития. Этот процесс также способствует уменьшению адсорбционной активности органического углерода и его частичной потери веса во время бактериального выщелачивания. Тем не менее, процесс имеет свои недостатки, такие как сложный состав концентрата, высокий расход цианида, связанный с неполным окислением сульфидов и элементарной серы, а также неполное извлечение золота и другие аспекты. Эти факторы приводят к высоким эксплуатационным издержкам предприятий и могут затруднить широкое признание бактериального выщелачивания как эффективной технологии [6].

Окислительный обжиг. Золото, связанное с углеродистыми материалами, остается недоступным из-за близкой связи, подобной "взаимопрорастанию", между сульфидами и углеродистыми веществами. Результаты рентгеноструктурных исследований показывают, что углеродистые образования представляют собой агрегаты мельчайших частиц, диффузно распределенных, которые покрывают поверхность других минералов и прочно связывают их.

Известно, что присутствие рассеянных углеродистых образований в рудах может блокировать процессы извлечения золота и сульфидов в определенных технологических операциях. Это обусловлено естественными связями между углеродистыми веществами, золотом и сульфидами, а также образованием дополнительных покрытий на поверхности минералов.

Применение окислительного обжига практически полностью устраняет углеродистые вещества, которые, обладая высокой сорбционной активностью, приводят к значительным потерям металла в отходах после цианирования. Часто встречаются оба фактора, создающие препятствия - невозможность доступа к золоту и сорбционная активность рудных минералов, обуславливающие их особую устойчивость [7].

Источники

- 1 Барченков В. В. Обогащительные и гидрометаллургические процессы извлечения из руд, 2022. – 214 с.
- 2 <https://www.glencoretechnology.com/ru/technologies/albion-process/>
- 3 <https://zolotodb.ru/article/11172>
- 4 <https://www.irgiredmet.ru/activities/index.php?ID=637&SID=96>
- 5 <https://zolotodb.ru/article/12859>
- 6 https://zolteh.ru/technology_equipment/sravnenie_avtoklavnogo_i_bakterialnogo_vyshchela-chivaniya/
- 7 https://zolteh.ru/technology_equipment/promyshlennaya_ustanovka_okislitel'nogo_obzhi-ga_khvostov_sorbtsionnogo_vyshchelachivaniya_zolota/

Совершенствование технологии окускования тугоплавких хромитовых руд Казахстана

Ким А.С., Акбердин А.А., Султангазиев Р.Б., Орлов А.С., Сулейменов А.Б.
(Филиал РГП «НЦ КПМС РК» «ХМИ им. Ж. Абишева», г. Караганда, Казахстан)

В условиях дефицита качественного кускового сырья для обеспечения надежной сырьевой базой ферросплавных заводов, все более важное значение приобретает проблема вовлечения в производство некондиционной по крупности мелочи хромитовой руды, количество которой достигает 50 % и более от добытой руды.

Однако вопросы окускования мелочи хромитовых Донского Гока до настоящего времени остается актуальным.

Сложность окускования казахстанских руд обжиговыми методами вызвана их высокой температурой плавления (1500°C и выше), обусловленной тугоплавкостью как рудной фазы (хромшпинелида), так и вмещающей породы, представленной в основном серпентином ($3\text{MgO}\cdot 2\text{SiO}_2\cdot n\text{H}_2\text{O}$), переходящим при обжиге в форстерит $2\text{MgO}\cdot \text{SiO}_2$, имеющей температуру плавления $\sim 1900^{\circ}\text{C}$ и энстатит ($\text{MgO}\cdot \text{SiO}_2$), плавящийся incongruently при 1557°C . Химический состав минеральных составляющих хромитовых руд месторождения «40 лет Казахской ССР», которые в настоящее время составляют основу рудной базы ферросплавных заводов Казахстана, представлен в таблице 1.

Таблица 1 - Химический состав минеральных составляющих хромитовых руд

Место- рожде- ние	Наименование составляющих хромитовой руды	Содержание компонентов, % масс.						
		Cr_2O_3	MgO	FeO	Al_2O_3	Fe_2O_3	SiO_2	$\frac{\text{MgO}}{\text{Al}_2\text{O}_3}$
«40 лет Казах- ской ССР»	хромшпи- нелиды	61,90	14,70	14,20	8,60	0,50	-	1,71
		61,20	13,70	13,70	8,10	0,40	-	1,69
		61,40	13,70	14,00	8,10	0,70	-	1,69
		61,20	14,20	13,90	8,25	0,50	-	1,72
	цементирую- щие породы	-	36,00	4,30	2,20	-	37,00	16,40
		-	37,80	5,30	0,50	-	37,30	75,60
		-	36,10	3,80	-	-	37,10	-
		-	38,50	4,60	1,80	-	37,40	21,38

Спекание их с получением прочного окускованного материала происходит при температуре $1400\text{--}1500^{\circ}\text{C}$ и выше. Однако увеличение температуры обжига окатышей или температуры в слое при агломерации за счет повышения расхода топлива приводит к серьезным осложнениям при эксплуатации обжигового оборудования. По этой причине до настоящего времени не решены вопросы по выходу на проектную мощность на фабрике по производству хромитовых окатышей Донского ГОКа, работающей по технологии Оутокумпу, с температурой обжига 1400°C [1].

Более эффективным является снижение температуры плавления шихты, а соответственно и температуры процесса за счет ввода различных флюсующих добавок, имеющих низкую температуру плавления, а также способствующих образованию низкотемпературных соединений при взаимодействии с компонентами рудной фазы. В качестве флюсов наибольшее распространение получили кремний- и алюминийсодержащие материалы. Выбор их оправдан тем, что эти компоненты

используются в процессе выплавки феррохрома для регулирования шлакового режима и в итоге разубоживание шихты при окусковании по основному компоненту восполняется частично или полностью путем сокращения количества флюса при плавке.

Нами в качестве таких флюсов опробованы базальтовые горные породы, которые используются в основном как сырье силикатной промышленности.

Основанием для использования их в качестве связующих материалов связано с тем, что минеральный состав подавляющего большинства разновидностей базальтовых горных пород в системе $\text{CaO-MgO-Al}_2\text{O}_3\text{-SiO}_2$ в достаточной степени охватывает элементарный тетраэдр анортит ($\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2$) – диопсид ($\text{CaO} \cdot \text{MgO} \cdot 2\text{SiO}_2$) – энстатит ($\text{MgO} \cdot 2\text{SiO}_2$) – 2SiO_2 , где имеется обширная область составов с температурой плавления $1200\text{-}1300^\circ\text{C}$. Предлагаемый нами в качестве кремнийсодержащего флюса базальт месторождения «Дуберсай» Актюбинской области, имеет температуру плавления $\sim 1450^\circ\text{C}$. Однако соотношение компонентов в нем таково, что в системе $\text{CaO-MgO-Al}_2\text{O}_3\text{-SiO}_2$ при увеличении содержания MgO до 10% состав его попадает в область низкотемпературной эвтектики, (CaO – 13-20%, SiO_2 – 55-60%, Al_2O_3 15-20%, MgO – 10-12%) с температурой плавления $1200\text{-}1300^\circ\text{C}$.

Развитию этого процесса будет способствовать тесный контакт тонкоизмельченного флюса и хромитовой руды, вмещающая порода которой содержит 36-38 % MgO , в процессе грануляции и, как следствие, раннее образование жидкой фазы и участие в образовании связки компонентов рудной фазы. Немаловажным фактором является также близкое расположение месторождений от потребителя.

Так как основной целью данных исследований было снижение теплового уровня процесса обжига и чтобы исключить влияние крупности дробления компонентов шихты опыты по окомкованию были проведены с промышленной шихтой. Флюсы измельчались до фракции – 0,074 мм не менее 80 % в шаровой мельнице сухим способом. Количество флюсов варьировали от 0 до 10 %. Шихту гранулировали на тарельчатом грануляторе диаметром 380 мм высотой борта 80 мм и углом наклона 42° . Скорость вращения поддерживали постоянной 26 об/мин. Время окатывания составляло 20-25 минут. Для оценки качества отбирались окатыши фракции 10-15 мм. Сушку окатышей производили в сушильном шкафу при температуре 105° в течение 3-х часов. Обжигали окатыши в камерной печи при температуре 1250 и 1300°C со скоростью нагрева $60^\circ/\text{мин}$ с выдержкой при заданной температуре 20 минут. Показатели прочности определяли как среднее значение измерений 15 окатышей.

Из практики известно, что в процессе образование упрочняющей связки принимает участие только вмещающая порода, которая представлена в основном серпентином. ($3\text{MgO} \cdot 2\text{SiO}_2 \cdot n\text{H}_2\text{O}$). Поэтому расход базальта рассчитан на количество пустой породы, которая составляла для исходной руды 14%. Проведенными экспериментальными исследованиями показано, что при добавке 2,5-5,0% базальта, показатель прочности на сжатие увеличивается 1,5-2 раза и уровень технических требований по прочности достигает при температурах $1250\text{-}1300^\circ\text{C}$, что на $100\text{-}150^\circ$ ниже базовых. Опытные окатыши обладают более высокими показателями барабанной прочности и прочностью в процессе восстановления с величинами которых тесно связаны технико-экономические показатели плавки.

Источник

1. Логинов Н.М., Выходцев В.М., Утемисов Б.К. Окускование хромового сырья – решение нескольких проблем Донского ГОКа и Казхрома. //Материалы 4-ой Междунар. науч.-практ. конф. «Проблемы и пути устойчивого развития горнодобывающих отраслей промышленности». – Хромтау, 2007. – С. 680-685.

Диаграммы состояния систем, как метод исследования процессов переработки металлургического сырья

Копылов Н.И.¹, Касенов Б.К.²

(¹Институт химии твердого тела и механохимии СО РАН, г. Новосибирск, Россия,

² Филиал РГП «НЦ КПМС РК» «ХМИ им. Ж. Абишева», г. Караганда, Казахстан)

Физико-химический анализ в формате исследования диаграмм состояния систем в минувшем столетии получил развитие не только в зарубежной, но и в отечественной научной практике, благодаря работам академика Н.С. Курнакова и его школы [1-2]. Он успешно применяется в химии и сопряженных прикладных дисциплинах. Так, например, данные диаграмм состояния металлических систем широко используются и являются основными технологическими параметрами при операциях рафинирования черного свинца и переработки его промпродуктов [3].

Понятия о системах «с **вполне подвижными компонентами**» («с **в.п.к.**») и «**мультисистемах**», введенные в исследовательскую практику академиком Д.С. Коржинским [4], сделали возможным распространить метод физико-химического анализа с построением диаграмм состояния систем, как инструмент исследования, на объекты формирования многокомпонентных открытых металлургических систем.

При исследовании металлургических систем возникающие несоответствия классической теории о фазовом равновесии могут быть устранены при обращении к опыту петрологической науки по образованию горных пород, включающему ряд основных положений, базирующихся на состоянии статистического равновесия систем:

- приоритета использования правила фаз Гиббса для открытых систем;
- разбиения систем по их признакам на системы: «с **в.п.к.**», мозаично-равновесные и мультисистемы;
- снижения (вырождения) компонентности систем за счёт объединения компонентов по признакам близкого химического родства, идентичности фаз, исключение ряда компонентов из-за их индифферентности и др., оставляя в качестве экстенсивного параметра системы лишь виртуальные компоненты.

Металлургические процессы аналогично могут вполне корректно рассматриваться в рамках систем с сокращённой мерностью, с моделированием их фазовых состояний, определяемых конкретными условиями технологических задач и спецификой их проведения. Поэтому они могут описываться диаграммами состояния с выбранными для каждого конкретного случая координатами: «с **в.п.к.**», мультисистемами и мозаично-равновесными системами. При максимально возможном вырождении состава с проецированием их фазовых преобразований на концентрационную плоскость (или объём) диаграммы состояния.

Таким образом, реальные металлургические системы независимо от их открытости подчинены правилу фаз Гиббса, описываются диаграммами фазового состояния в пределах тех подсистем, которые обеспечивают наибольшую информативность о фазовом состоянии при осуществлении технологического процесса на том или ином локальном отрезке его динамического развития.

Фазовые равновесия в системах с компонентностью ≤ 3 легко описываются графическими построениями на плоскости и в объёме диаграммы состав – свойство, что весьма проблематично для систем с компонентностью ≥ 4 . Для описания реальных процессов многокомпонентных систем наиболее рациональным является направление по снижению компонентности (вырождению) исследуемых систем. Описание фазовых преобразований в этом случае требует учёта вариаций изменения параметра и представления этого процесса в виде максимально упрощённой модели. Отсюда, фазовые состояния металлургических систем независимо от их открытости или изолированности описываются диаграммами в координатах, выбранных для каждого конкретного случая.

Так, например, агломерация, обжиг сульфидных материалов, десульфуризация шихт автогенных процессов, происходящих наиболее эффективно при плавлении, моделируются диаграммами мозаично-равновесных систем.

На завершающей стадии десульфуризации и формировании свинцового агломерата свинец переходит в свинцово-силикатную связующую агломерата, которая описывается многокомпонентной окси-силикатной системой и определяет его свойства.

В условиях кислородно-факельной плавки интенсивный процесс окисления материала осуществляется в основном в жидкофазном состоянии. Степень окисления и десульфуризации определяются переходом от твёрдофазного к жидкофазному состоянию, что моделируется диаграммами фазового состояния мозаично-равновесной системой $\text{Cu}_2\text{S} - \text{FeS} - \text{PbS} - \text{ZnS}$ и, далее, мультисистемой $\text{Cu}_2\text{S}-\text{FeS}-\text{ZnS}-\text{FeO}$.

Поведение сульфидных шихт, с введением в их состав известняка, извести и др. реагентов, также может быть описано посредством оксо-сульфидных фазовых диаграмм систем типа $\text{Me}^{\text{S}} - \text{Me}^{\text{O}} - \text{CaO}$. Диаграммы этих систем отличаются появлением в них дополнительных фаз (сульфида кальция, феррокальция, окисульфидов железа и цинка) в результате происходящего взаимодействия между компонентами. Это позволяет отнести их к мультисистемам.

Наличие высоких концентраций мышьяка в черновом свинце, получаемом в последние десятилетия на границе столетий на ряде заводов на постсоветском пространстве, значительно усложнило фазовый состав продуктов обезмеживания черного свинца. Поведение этих материалов при их металлургическом переделе достаточно полно описывается сульфидно-арсенидными фазовыми диаграммами систем с химическим взаимодействием компонентов и образованием дополнительных фаз, фигуративные точки составов которых выходят за пределы концентрационных составов исходных систем и описываются диаграммами с в. п. к.

Таким образом, реальные металлургические системы, аналогично геологическим, подчиняются правилу фаз Гиббса, описываются диаграммами фазового состояния в рамках тех подсистем, которые обеспечивают наиболее возможную информацию по фазовому равновесию при осуществлении металлургического процесса на том или ином локальном его технологическом этапе. Получаемые из анализа диаграмм состояния этих систем данные обеспечивают выбор оптимальных температурных и концентрационных режимов металлургических процессов.

В соответствии с выше изложенными основами физико-химического анализа нами в течении ряда лет были проведены исследования систем, представляющих прикладное значение в области металлургии тяжёлых цветных металлов: 1) диаграммы состояния систем оксид мышьяка (V) – оксиды металлов, 2) диаграммы состояния систем процесса агломерации, 3) составы и свойства полиметаллических штейнов, 4) фазообразование на стадии непрерывного обезмеживания черного свинца, 5) фазовые преобразования при плавке комплексного сульфидного сырья в электротермических и автогенных агрегатах, 6) фазовые преобразования при переработке окисульфидной шихты с введением оксида кальция.

Источники

- 1 Курнаков Н.С. Введение в физико-химический анализ. Л.: ОНТИ-Химтеорет, 1936. – 93 с.
- 2 Аносов В.Н., Погодин С.А. Основные начала физико-химического анализа. М.-Л.: Изд-во АН СССР, 1947. – 870 с.
- 3 Смирнов М.П. Рафинирование свинца и переработка полупродуктов. М.: Металлургия, 1977. – 280 с.
- 4 Коржинский Д.С. Физико-химические основы анализа парагенезисов минералов. М.: Изд-во АН СССР, 1957. – 184 с.

Восстановление компонентов марганцевых руд различных месторождений водородом с целью получения высокомарганцевого шлака

Косдаулетов Н.Ы., Роцин В.Е.

(Южно-Уральский государственный университет (НИУ), г. Челябинск, Россия)

Балансовые запасы марганцевых руд в России оцениваются приблизительно в 290 млрд. т, что составляет 0,2% мировых запасов. Прогнозируемые ресурсы марганцевых руд в стране превышают 1 млрд. т. Марганцевые руды России являются, по сути, комплексными, содержащими железные и марганцевые минералы. В связи с этим по существующей технологии из таких руд невозможно получить стандартные марки марганцевых ферросплавов. При производстве марганцевых сплавов из таких руд помимо разделения марганца и железа проблемой является также удаление фосфора. По этим причинам для производства стандартных марганцевых сплавов в России марганцевые руды хорошего качества приходится импортировать. Текущая добыча марганцевых руд на территории России не осуществляется. Для достижения ресурсной независимости российской металлургии в части производства марганцевых ферросплавов требуются разработки технологий по использованию собственной рудной базы [1-2].

Целью работы является исследование особенностей восстановления в марганцевых рудах различных месторождений железа и фосфора водородом для перевода этих элементов в металлическую фазу и получению высокомарганцевого оксидного остатка.

Для решения этой задачи в качестве исходного материала использованы богатая бразильская марганцевая руда, концентрат Жайремского ГОКа (Казахстан) с высоким содержанием железа и железомарганцевая руда Селезеньского месторождения (Россия), характеризующаяся относительно высоким содержанием железа и фосфора. Образцы руд отличаются не только содержанием марганца, железа и составом пустой породы, но также по содержанию вредных примесей, происхождением и минеральной структурой. Частично эти руды используются в настоящее время на отечественных ферросплавных заводах.

Ранее [3] проведено комплексное изучение исходного материала, согласно результатам которого во всех трех рудных образцах в значительных количествах обнаружены ключевые элементы – железо, марганец и кремний. По данным рентгенофазового и рентгеноспектрального анализа исходные руды содержат элементы Fe, Si, Mg, Al, P, O, Ca. Основными фазами исходных руд являются оксиды MnO_2 , SiO_2 , Fe_2O_3 , Fe_3O_4 . Фосфор в селезеньской руде сосредоточен в минералах $Ca(PO_3)_2$ и Fe_3O_7P . При этом бразильская руда по сравнению с остальными рудами содержит значительно меньше оксидов железа и кремнезёма, но отличается более высоким содержанием оксидов марганца.

Эксперименты по совместному селективному твёрдофазному восстановлению железа и фосфора во всех трёх рудных материалах провели одновременно и в одинаковых условиях в вертикальной печи фирмы «ЛЕКО». В процессе восстановления образцы продували водородом при температуре 900 °C в течение 30 минут при расходе водорода 5 л/мин, далее с целью получения металла и шлака проводили жидкофазное разделение продуктов твердофазного восстановления. Для этого в рабочее пространство печи сопротивления устанавливали корундовый тигель с обожженной на первой стадии рудой, печь нагревали до температуры 1650 °C (выше температуры

плавления обожженной руды) и выдерживали примерно 5 мин. После этого печь выключали и охлаждали расплав вместе с печью до комнатной температуры.

Исследования восстановленных водородом одновременно и в одинаковых условиях образцов показали, что при температуре 900 °С с продувкой водородом в течение 30 минут в металлическую часть переходят только железо и фосфор. При этом во всех трех рудах высшие оксиды марганца восстанавливаются до монооксида марганца и сохраняются в оксидной фазе. В богатой бразильской руде восстанавливается железо, присутствующее только в силикатной фазе (рисунок).



1 – монооксид марганца, 2 – силикатная фаза, 3 – металл

Рисунок – Вид восстановленных водородом образцов (900 °С, продувка 30 мин.)

Состав металла и шлака после скоротечного жидкофазного разделения восстановленных образцов железомарганцевой руды месторождения Селезень представлен в таблице. Из приведённых в таблице данных следует, что после разделения продуктов восстановительного обжига получили шлак с высоким (35%) содержанием марганца и металл (железо), легированный фосфором, кобальтом, медью и никелем с небольшим (0,5%) содержанием марганца. Согласно результатам рентгенофазового анализа шлак состоит из оксидов марганца, кремния и алюминия, причём преобладающими оксидами в шлаке являются оксиды марганца. Обращает на себя внимание высокое содержание в шлаке оксида алюминия, содержание которого увеличилось в результате плавления в корундовом тигле.

Таблица – Состав фаз образцов руды Селезеньского месторождения после разделительной плавки (масс. %)

Площадь	O	Si	Al	P	Mn	Fe	Co	Ni	Cu	Ba	K
Металл	0,0	0,0	0,0	0,9	0,5	96,2	1,1	0,4	0,9	0,0	0,0
Шлак	37,1	5,7	12,3	0,0	35,3	5,8	0,0	0,0	0,0	2,2	1,1

Исследование выполнено при финансовой поддержке Министерства науки и высшего образования Российской Федерации (государственное задание на выполнение фундаментальных научных исследований №FENU-2023-0011 (2023011ГЗ))

Источники

- 1 Дашевский В.Я., Александров А.А., Жучков В.И., Леонтьев Л.И. Проблема марганца в российской металлургии. Известия высших учебных заведений. Черная Металлургия. 2020; 63(8): 579-590. <https://doi.org/10.17073/0368-0797-2020-8-579->

590. Dashevskii V.Y., Aleksandrov A.A., Zhuchkov V.I., Leont'ev L.I. Manganese Problem in Russian Metallurgy //Steel in Translation. – 2020. – Vol. 50. – №. 8. – pp. 515-525.
- 2 Дашевский В.Я., Александров А.А., Леонтьев Л.И., Овчинникова Г.А. Марганцевые ферросплавы из отечественных руд // Институт металлургии материаловедения им. А.А. Байкова РАН – 80 лет. Сборник научных трудов. М.: Интерконтакт Наука, 2018, 313–326 с.
- 3 Косдаулетов Н. Ы., Рощин В. Е. Особенности твердофазного восстановления компонентов марганцевых руд разного генезиса //Вестник Южно-Уральского государственного университета. Серия: Металлургия. – 2021. – Т. 21. – №. 4. – С. 21-30. DOI: 10.14529/met210403.

Повышение технологических показателей разработанной селективной схемы обогащения сульфидной руды месторождения «Гагаринское»

Ли Э.М.¹, Шалгымбаев С.Т.¹, Соболев С.В.², Смайлова А.Б.¹

(¹Филиал РГП «НЦ КПМС РК» ГНПОПЭ «Казмеханобр», г. Алматы, Казахстан,

²ТОО «AAEngineering Group», г. Алматы, Казахстан)

Объектом исследования является сульфидная свинцово-цинковая золото-серебросодержащая руда месторождения «Гагаринское», расположенное в Кордайском районе Жамбылской области Республики Казахстан.

Основные промышленно-ценные компоненты в пробе представлены золотом, серебром, свинцом и цинком. Основной сопутствующий рудный минерал представлен пиритом.

Содержания в исходной пробе руды составляют: золота 2,04-2,40 г/т, серебра 27,65-30,80 г/т, свинца 0,70-0,72%, цинка 0,75-0,80%, меди 0,045-0,05%, железа 5,80-6,20%, серы_{общ.} 2,08%, мышьяка 0,31%, диоксида кремния 62,07%, оксида алюминия 10,92%, оксида магния 1,40%, оксида кальция 3,15%.

По результатам фазового анализа установлено, что 77,78% свинцовых минералов представлено сульфидными соединениями и 22,22% - окисленными. Цинковые минералы на 73,40% представлены сульфидными минералами, 4,79% - окисленными, 9,04% - силикатными, 12,77% - цинком в остатке. Медные минералы на 44,45% представлены первичной медью, 52,22% - вторичной медью, 3,33% - окисленными минералами.

В 2017-2018 гг. Филиалом РГП «НЦ КПМС РК» ГНПОПЭ «Казмеханобром» выполнены исследования по разработке технологической схемы переработки руды месторождения «Гагаринское» [1]. В ходе выполненных исследований была разработана и рекомендована гравитационно-флотационная схема, включающаяся:

- измельчение руды до крупности 75% класса минус 0,071 мм;
- гравитационное выделение золота с получением гравиоконцентрата и хвостов гравитации;
- свинцовый цикл флотации на хвостах гравитации с четырьмя перечистками свинцового концентрата;
- цинковый цикл на хвостах свинцовой флотации с доизмельчением основного цинкового концентрата до крупности 95% класса -0,044 мм с четырьмя перечистками цинкового концентрата с получением цинкового концентрата и золото-серебросодержащего продукта.

В качестве собирателя для свинцового и цинкового циклов флотации применялся амиловый ксантогенат, в качестве депрессора цинковых минералов в свинцовом цикле - цинковый купорос и цианистый натрий. Для создания pH =11,0-11,5 в цинковом цикле использовалась известь СаО.

По разработанной схеме получены:

- гравиоконцентрат с содержанием золота 119,50 г/т, серебра 273,30 г/т, свинца 7,37%, цинка 4,53% при извлечении золота 32,85%, серебра 12,40%;
- свинцовый промпродукт с содержанием свинца 36,05%, цинка 9,55%, железа 11,42%, мышьяка 2,82% при извлечении свинца 55,21%;
- золото-серебросодержащий продукт с содержанием золота 20,50 г/т, серебра 108,90 г/т при извлечении золота 27,16%, серебра 23,82%;
- цинковый концентрат с содержанием цинка 50,83%, свинца 2,13%, железа 6,95% при извлечении цинка 48,44%.

Общее извлечение (гравиоконцентрат + свинцовый промпродукт + золото-серебросодержащий продукт + цинковый концентрат) составляет золота 79,98%, серебра 71,17%.

Анализом результатов установлено, что не получено качество свинцового концентрата, соответствующее Техническим условиям СТ РК 2335-2013.

В 2022 г. проведены исследования с целью повышения технологических показателей разработанной селективной схемы обогащения. Флотационные опыты проводились на хвостах гравитации в открытом цикле с подбором оптимальных расходов реагентов [2].

В свинцовом цикле флотации испытаны следующие собиратели: амиловый, этиловый, изопропиловый ксантогенаты, AERO 3407, AERO 3409, Aerophine 3418A, AERO 7310, Aerofloat 241 (производства SOLVAY). В качестве депрессора цинковых минералов испытаны цинковый купорос, цинковый купорос с сернистым натрием. Для депрессии пирита и арсенопирита опробованы AERO 7261 (SOLVAY), перманганат калия, перманганат калия+цинковый купорос.

В цинковом цикле флотации испытаны собиратели: изобутиловый ксантогенат, AERO 5100, Aerofloat 238 (SOLVAY), а также подобраны расходы медного купороса и оптимальные значения pH среды с определением свободной CaO в пульпе.

При сравнении полученных данных для свинцового цикла флотации выбран Aerophine 3418A, показавший наибольшую эффективность по сравнению с амиловым ксантогенатом. Для цинкового цикла флотации - изобутиловый ксантогенат. В качестве депрессора арсенопирита - перманганат калия.

По результатам минералогического анализа выявлена необходимость доизмельчения грубого свинцового концентрата до крупности 95% класса минус 0,030 мм.

В результате проведенных исследований на руде месторождения «Гагаринское» в опытах замкнутого цикла получены:

- graviоконцентрат с содержанием золота 78,90 г/т, серебра 203,10 г/т, свинца 9,01%, цинка 1,77 % при извлечении золота 35,80%, серебра 6,89%;

- свинцовый концентрат с содержанием свинца 45,20% соответствует КС6 по СТ РК 2335-2013, золота 67,70 г/т, серебра 1539,90 г/т при извлечении свинца 46,64%, золота 21,38%, серебра 36,38%;

- цинковый концентрат с содержанием цинка 50,03% соответствует марке КЦ3 по СТ РК 2337-2013, золота 15,70 г/т, серебра 413,90 г/т при извлечении цинка 60,29%, золота 6,28%, серебра 12,40%;

- золото-серебросодержащий продукт с содержанием золота 3,61 г/т, серебра 57,80 г/т, свинца 0,94%, цинка 0,55% при извлечении золота 15,00%, серебра 17,97%, свинца 12,76%, цинка 6,88%.

По разработанной технологической схеме и реагентному режиму общее извлечение составляют золота 78,46%, серебра 73,64%.

Источники

- 1 Отчет НИР Филиала РГП «НЦ КПМС РК» ГНПОПЭ «Казмеханобр» Проведение исследований по разработке технологии переработки руды месторождения «Гагаринское» в Жамбылской области (2 этап). Алматы, 2018.
- 2 Отчет НИР Филиала РГП «НЦ КПМС РК» ГНПОПЭ «Казмеханобр» Повышение технологических показателей разработанной селективной схемы обогащения сульфидной руды месторождения «Гагаринское». Алматы, 2022.

Изоморфизм при модификации вероятностной модели измельчения**Малышев В.П., Макашева А.М.***(Филиал РГП «НЦ КПМС РК» «ХМИ им. Ж. Абишева», г. Караганда, Казахстан)*

Интегральная вероятностная теория и модель измельчения рудных материалов в барабанных мельницах, созданная около тридцати лет назад по образу и подобию теории молекулярных соударений, позволила сразу же решить ряд парадоксов данного процесса с привлечением вероятностных понятий и соответствующего математического аппарата в разной степени приближения к точности и доказательности использования каждого действующего фактора [1, 2]

$$P_n = P_{0n}e^{-k_n\tau} + \sum_{j=1}^{n-1} P_{0j} \left(\prod_{i=j}^{n-1} k_i \right) \sum_{m=j}^n \frac{e^{-k_m\tau}}{\prod_{\substack{i=1 \\ i \neq m}}^n (k_i - k_m)},$$

где P_n – выход рассчитываемой n -й фракции, доли ед. (номер стадии разрушения); j – номер предыдущих (более крупных) фракций; P_{0j} – исходное содержание фракции, доли ед.; d_j – средний размер зерен j -й фракции, м; $d_{ш}$ – диаметр мелющего шара, м; $\gamma_{ш}$ – плотность шара, кг/м³; $G_в$ – масса воды в мельнице, кг; $\gamma_в$ – плотность воды, кг/м³; $G_{ш}$ – масса шаровой нагрузки мельницы, кг; $\gamma_з$ – плотность рудных зерен, кг/м³; $G_з$ – масса руды в мельнице, кг; ω – угловая скорость вращения мельницы, с⁻¹; D – внутренний диаметр мельницы, м; g – ускорение силы тяжести, м/с²; $E_б$ – энергетический барьер разрушения зерна, Дж/моль; M – молекулярная масса измельчаемого материала, кг/моль; R – газовая постоянная, Дж/(моль·К); T – абсолютная температура, К; b и χ – постоянные, учитывающие агломерацию мелочи в зажатом их слое перед ударом и крепость руды, безразмерные.

Ввиду этого весь этот период был посвящен модификации данной модели и адекватности ее фрагментов с точки зрения их физической и математической природы, так что в целом авторы считают современное состояние вероятностной теории измельчения как относящееся к нулевому приближению. Необходимость усиления доказательности подобия теории молекулярных соударений и получаемых результатов диктуются современными жесткими требованиями теории изоморфизма [3], согласно которой для соответствия структурного единства математических объектов их физическая природа исключается и заменяется четкой процедурой установления определенных отношений эквивалентности.

Распространение распределения (энергетического спектра) Больцмана, разработанного для нулевого приближения одноатомного идеального газа на конденсированное состояние вещества (твердое и жидкое) с физической точки зрения обосновывается единым показателем степени хаотизации вещества, то есть его кинетической (тепловой) энергией, а именно температурой и соответствующим уровнем энергии RT . В математическом отношении это единство должно выражаться в изоморфизме дискретной статистической суммы, неотъемлемой основы распределения Больцмана, и несобственного интеграла, которым отображалась эта сумма в целом, несмотря на противопоставление непрерывности интеграла дискретному характеру суммы.

Их изоморфизм был установлен на основании отношения эквивалентности аналогии выбранных «элементов» этих математических объектов в произвольном единичном интервале статистической суммы $(n-1)/n$ по независимости A от n , чем определяется переносимость этого отношения единичного интеграла и общего члена

суммы на любой единичный интервал и на всю статистическую сумму и несобственный интеграл в целом.

Обнаруженная независимость A позволила впервые найти величину статистической суммы в дискретном ее выражении с любой заданной ее точностью по шагу варьирования энергии $\Delta\varepsilon$ через сходящийся несобственный интеграл и установленный инвариант A . Не менее важным оказалась возможность выделения фрагментов этой суммы, например, остаточной ее верхней части R_n по отношению к сумме s в целом в виде относительной доли, полностью адекватной выражению, получаемому по распределению Больцмана для фактора активации, то есть вероятности разрушения зерен. Этим же определяется единство экспоненциального выражения данного фактора для химических и физических (вязкость) процессов и, может быть для самого распределения Больцмана в целом ввиду его прямого (без пошагового) расчета через найденную дискретную сумму.

Столь же существенным для обоснования вероятностной теории и модели измельчения является достаточно свободное комбинирование различными видами энергии при выражении фактора активации – тепловой, ударной, потенциальной, кинетической, активационной. Для этого потребовалось бы установление изоморфизма каждой пары из них, но в этом случае термодинамика опередила математику, выразив в первом своем законе эквивалентность всех видов энергии по физическим основаниям, столь же незыблемым, как теоремы изоморфизма. Если же существует некое единое энергетическое пространство-время, то все виды энергии следует отнести к автоморфным. Во всяком случае, именно так они комбинируются в барабанных мельницах под воздействием поля тяготения. И то, что интегральная модель измельчения способна это учитывать и отображать в реальном времени, пожалуй, достойно того, чтобы совершенствовать ее во всех деталях и аспектах.

К ним относится и выявленное подчинение закономерностям неравновесной термодинамики изменение энтропии смещения фракций в сторону ее снижения по мере протекания процесса, то есть в проявлении самоорганизации и устойчивости соответствующей структуры. В данном случае это выражается в формировании своеобразного «торнадо» – вращающегося горизонтального пустотелого неправильного цилиндра, заполненного смесью шаров, руды и воды. Выяснилось, что, как и любая энтропия, она подчинена скрытому отношению эквивалентности P_i и $\ln \frac{1}{P_i}$ (а не $-P_i \ln P_i$) в виде распределения $\ln \frac{1}{P_i}$ по P_i с формированием средневзвешенного значения $(\overline{1/P_i})$, отвечающего за различимость элементов системы – носителей признаков различимости, в данном случае среднего размера зерен во фракции, отклоняющихся по их содержанию от нормального (случайного) распределения к логарифмически нормальному, стационарному.

Сложность модели должна соответствовать сложности реального процесса и быть выше его, охватывая все присущее ему изоморфное пространство.

Источники

1. Малышев В.П. Новый аспект в термодинамике измельчения руд и измельчения этим процессом // Обогащение руд. – 1995. – № 4-5. – С. 4-14.
2. Малышев В.П., Макашева А.М., Кайкенов Д.А., Зубрина Ю.С. Случайная природа и вероятностная модель измельчения материалов. – М.: Научный мир, 2017. – 260 с.
3. Битюцков В.И., Колмогоров А.Н. Изоморфизм / Математический энциклопедический словарь. Под ред. Прохорова Ю.В. – М.: Советская энциклопедия, 1988. – С. 224-225.

Определение геолого-химического состава почвогрунтов гористой местности в условиях неоднородной освещенности

*Метакса Г.П., Бектибаев У.А., Жалгасулы Н., Исмаилова А.А., Метакса А.С.
(Филиал РГП «НЦ КПМС РК» «ИГД им. Д.А. Кунаева», г. Алматы, Казахстан)*

Актуальность поставленной работы обусловлена недостаточным количеством публикаций, по холодному ядерному синтезу (ХЯС), а также достаточный объем нарушенных земель техногенного происхождения, использующих сугубо физический подход к решению возникающих проблем. Для решения задач исследования механизмов синтеза микроэлементов в растениях необходимо понимание процессов, происходящих в природных условиях в ходе произрастания растений, которые производят новые микроэлементы, присущие определенному виду. Поэтому при физическом моделировании природных условий, результатом жизнедеятельности, которых является возникновение поверхностного слоя почвы на исходном глинистом массиве. При этом место отбора проб выбирали с учетом положения их по отношению к солнечному освещению, т.к. на этой стороне должны преобладать процессы фотосинтеза, а на теневой стороне – процессы бета-синтеза.

Поэтому образцы для экспериментальных исследований выбирали с учетом их геолого-географического расположения. Полученные результаты свидетельствуют о том, что ранее однородный подстилающий пласт, попавший исторически в разные условия существования, имеет количественный состав, резко различающийся между собой более, чем в 2-3 раза. Так, например, кальциевые минералы в почве теневой стороны имеет одинаковые показатели в каждой фракции, а на солнечной стороне формируется слой почвы с кальциевым минералом, отличающийся и по количественным соотношениям до 2-6 раз и показателям по химическому составу. Представление о качестве можно получить по содержанию частиц в разных фракциях: в тяжелой фракции преобладают более крупные и прочные частицы; в легкой фракции содержатся дисперсные частицы, имеющие неустойчивое строение; коллоидная фракция содержит растворенные соединения атомарного или молекулярного уровней рассматривания.

В рассматриваемом случае почвогрунта расходным материалом для процессов фотосинтеза является кварцсодержащая (тяжелая) фракция, которой становится вдвое меньше на солнечной стороне склона, а непрочных легких частиц в 6 раз больше. Коллоидная фракция также очень активна – здесь количество ультрадисперсных частиц в 3 раза больше, чем на теневой стороне. Если подобный анализ провести для других минералов, то можно сделать вывод о том, что для процессов фотосинтеза расходными материалами являются следующие минералы: кальций содержащие, а также магний, железо, кремний, алюминий, калий и натрий содержащие.

Таким образом, впервые получены экспериментальные факты, для объяснения которых не существует единого теоретического обоснования. Показано, что химический состав почвенного слоя существенно отличается в гористой местности в условиях различной освещенности. Это означает, что протекающие химические реакции имеют разные механизмы взаимодействия. Для случая фотонных воздействий, которыми занимаются такие разделы науки как биохимия и микробиология, предложено несколько механизмов взаимодействия для протекания реакций ХЯС при действии фотонов на растения.

Для превращений, которые протекают с участием инфракрасного излучения, существует одна теоретическая разработка, созданная академиком Болотовым Б.В., базовые предпосылки которой основаны на нетрадиционных представлениях

современной науки и поэтому не приняты многими учеными современности. Тогда в данной работе предлагается использовать универсальное уравнение академика Смирнова А.П. Оно описывает соотношение, устанавливающее связь энергии, необходимой для перехода в новое состояние многочастичной системы при изменении доли частиц в возбужденном состоянии от η_i до η (левая часть уравнения) с энергией затрачиваемой источником при изменении его меры воздействия на систему от D_i до D (в качестве D могут выступать температура, магнитное поле, давление, скорость и т.д.):

$$\ln \frac{\eta}{1-\eta} - \ln \frac{\eta_i}{1-\eta_i} = \varepsilon_i \left(\frac{D-D_i}{D_i} \right)^n,$$

где ε_i – изменяющиеся параметры 1, 10, 100, 1000 в зависимости от вида взаимодействия в системе; $n = 1/2; 1,0; 3/2$ – экспериментально наблюдаемые значения показателя степени.

Полученный экспериментальный материал свидетельствует, о том, что это новое направление работ, который следует развивать, как экспериментально, так и теоретическими способами. В нашем случае мы получили результаты о преобладании фотосинтеза в условиях максимальной освещенности, а в случае протекания реакции в условиях малой освещенности преобладают реакции бета-синтеза.

Сорбционные материалы на основе комбинирования цеолита и диатомита в решении проблем водоподготовки

Мырзалиева С.К.¹, Багашарова Ж.Т.^{1,2}, Акильбекова Ш.К.¹, Исагалиев Х.Г.¹
(¹РГП «НЦ КИМС РК», г. Алматы, Казахстан,

²Казахский национальный университет им. аль-Фараби, г. Алматы, Казахстан)

Проблема очистки сточных вод с использованием адсорбентов является актуальной, хотя на практике сегодня используется широкий спектр адсорбентов на основе природного минерального сырья. Это связано, прежде всего, с неэффективностью применяемых адсорбентов и фильтрующих материалов, которая состоит в продолжительной стадии адсорбционной очистки и необходимости использования дополнительного оборудования. При недостаточно высокой степени очистки сточных вод в открытые водоемы попадает большое количество тонкодисперсных примесей: ПАВ, органических соединений, солей тяжелых металлов.

Основными требованиями к адсорбентам, применяемым в очистке сточных вод, являются их высокая проницаемость, определяющая скорость фильтрации флюида через слой адсорбента. Адсорбционная емкость с ростом удельной поверхности частиц адсорбента возрастает. Данная закономерность подтверждается и на цеолите и на сильнопористом тонкодисперсном диатомите. Для повышения эффективности стадии адсорбционной очистки сточных вод необходимо подбирать такие значения среднего диаметра частиц, при которых одновременно достигаются максимально возможные (оптимальные) значения проницаемости и адсорбции [1].

Диатомит, характеризуется высокими значениями адсорбции и может быть использован в качестве адсорбента для тонкой очистки сточных вод в стационарном режиме. Диатомит, как и цеолит применяется для тонкой очистки сточных вод от органических соединений с возможностью восстановления адсорбционных свойств после прокаливания при 200 – 500 °С. Диатомит, использованный для тонкой очистки сточных вод от катионов тяжёлых металлов, может быть регенерирован или утилизирован. Природные цеолиты при модификации могут быть использованы для получения различных алюмосиликатных ионообменников, которые используются для очистки сточных вод и технологических растворов от примесей различных металлов.

При увеличении температуры прокаливания диатомита, возрастает средний диаметр его частиц, а величина адсорбции веществ из раствора на диатомите уменьшается за счет поглощения его поверхностью молекул воды из раствора. После прокаливания диатомита при температуре от 200 до 500°С происходит увеличение активных центров на его поверхности. При адсорбции прокаленным диатомитом молекул воды из раствора происходит увеличение количества растворимых форм кремнезема в растворе и уменьшение количества активных центров адсорбции [2]. Термообработанный диатомит совместно с дешёвым и доступным материалом-цеолитом, в качестве адсорбента можно, эффективно использовать для тонкой очистки сточных вод. Прокалённый диатомит, имеющий относительно высокую проницаемость возможно использовать совместно с прокалённым цеолитом также в гранулированном виде в качестве фильтрующего материала для грубой очистки воды, использованной для различных целей. Диатомит и цеолит целесообразно использовать в виде гранул единой фракции для увеличения их сорбционной ёмкости [2].

Модифицирование диатомитового порошка и цеолитного материала и выявление возможностей применения полученных сорбентов в сорбционной очистке сточных вод широко используется для улучшения сорбционных характеристик обоих минералов при их комбинировании.

В работе решены следующие задачи исследования:

- изучены процессы очистки сточных вод комбинированными методами на стадии доочистки;
- исследованы физико-химические свойства образцов сорбентов на основе комбинирования, природных цеолитных и диатомитовых материалов;
- определены сорбционные характеристики образцов сорбентов по отношению к загрязняющим веществам в воде.

Из результатов исследований следует, что комплексы цеолитов и диатомитов обладают высокой сорбционной активностью в отношении органических соединений тяжелых металлов и других токсичных загрязнений. С ростом удельной поверхности частиц эффективность сорбции возрастает, достигая 93-97 %.

Предлагаемый способ сорбционной очистки сточных вод от токсичных загрязнений органической и неорганической природы расширяет ассортимент применяемых для очистки воды материалов и позволяет эффективно использовать в качестве сорбента отечественное минеральное сырьё.

Названные природные материалы достаточно активны в естественном состоянии, но как установлено, их целесообразно дополнительно активировать химическим или термическим способом для увеличения и регулирования пористой структуры, изменения химической природы поверхности (таблица 1).

Таблица 1 – Сорбционные свойства порошков при обработке раствором $Al_2(SO_4)_3$ различной концентрации

Массовая доля сульфата алюминия в растворе, %	Динамическая емкость порошка по углеводородам, мг/г	Степень извлечения углеводородов из воды, %
0,1	185	92
0,3	175	93
0,5	250	91
0,7	250	91
1,0	145	93
2,0	130	90

При изучении степени очистки СВ и сорбционной динамической емкости по нефтепродуктам при разных концентрациях раствора сульфата алюминия определено, что оптимальное его количество в обрабатываемом растворе должно составлять 0,03-0,08 г алюминия на 1 г порошка. Такое содержание соли алюминия обеспечивает оптимальную скорость фильтрации – 0,15 мм/мин.

В ходе исследования разных способов термохимического модифицирования диатомитового и цеолитовых порошков определено, что при обработке исходного порошка раствором сульфата алюминия получается материал с максимальной сорбционной способностью по отношению к загрязняющим веществам (нефти и ГНП).

Источники

1. Убаськина Ю.А., Коростелева Ю.А. Адсорбция катионов и анионов органических соединений на поверхности диатомита // Вестник Белгородского государственного технологического университета им. В.Г. Шухова. 2016. №10. С. 172–178.
2. Мырзалиева С.К., Багашарова Ж.Т., Акильбекова Ш.К. Исследование возможностей использования цеолита и диатомита в очистке нефтезагрязнённых сточных вод // Комплексное Использование Минерального Сырья. №3(322), 2022 ISSN-L 2616-6445, ISSN 2224-5243
3. Убаськина Ю.А., Изучение компонентов воды в диатомите и их влияние на дсорбционные свойства породы // Вестник Белгородского государственного технологического университета им. В.Г. Шухова. 2014. №4. С. 143–147.

Оценка эффективности природных минералов для сбора нефтепродуктов с поверхности водоёмов

Мырзалиева С.К.¹, Багашарова Ж.Т.^{1,2}, Акильбекова Ш.К.¹, Серикбаев П.К.^{1,2}

(¹РГП «НЦ КПМС РК», г. Алматы, Казахстан,

²Казахский национальный университет им. аль-Фараби, г. Алматы, Казахстан)

Загрязнение воды нефтепродуктами происходит как при добыче и транспортировке нефти, так и при ее переработке. Вследствие чего в воде происходит в первую очередь накопление нефти и нефтепродуктов на поверхности водоемов из-за их низкой растворимости.

Для очистки воды от нефти и нефтепродуктов используют различные методы, среди которых наиболее перспективны сорбционные методы. В качестве сорбентов используют природное минеральное сырьё. Требованиями, предъявляемыми к сорбентам, позволяющим эффективно ликвидировать последствия разливов нефти и нефтепродуктов являются: высокая нефтеёмкость, гидрофобность, плавучесть (удерживание на поверхности воды), способность сорбента к удерживанию нефти при отделении из водной среды, утилизация или биоразлагаемость, устойчивость в водной среде, возможность регенерации, эффективность работы в широком диапазоне температур, простота эксплуатации, нетоксичность [1-2].

Высокая нефтеёмкость сорбента позволяет за короткое время поглощать значительное количество нефти и нефтепродуктов, препятствуя расширению масштабов загрязнения. При этом степень очистки воды от нефти составляет 95–98%, сорбционная ёмкость – 35–70 г/г (г нефтепродукта на г сорбента), скорость сорбции – 0.5–1.8 мл нефти/с. Отработанный сорбент удаляют с обрабатываемой поверхности и транспортируют на утилизацию или подают к отжимному устройству с возможностью отделения до 95–98 % нефти и нефтепродуктов [3].

Установлена закономерность изменения сорбционной ёмкости по нефти и нефтепродуктам в зависимости от объёмной массы сорбентов, диаметра пор. Исследовано влияние температуры окружающей среды, толщины нефтяной плёнки водной поверхности на сорбционную ёмкость материала, возможность регенерации сорбента. (Таблица 1.)

Оценка эффективности использования природных минералов в качестве сорбентов нефти и нефтепродуктов показала, что сорбент на поверхности пятен нефти связывает ее образуя на поверхности воды твердый агломерат, который легко убирается механически. Максимальная сорбционная ёмкость зависит от природы сорбируемой жидкости (нефть, нефтепродукты).

Рассчитана степень очистки природной воды от нефти и нефтепродуктов по соотношению (1).

Степень очистки показывает долю абсолютного количества вещества, которое улавливается сорбентом и дает достаточное представление о характере процесса.

$$CO = \frac{C - C_{ост}}{C} \cdot 100 \% \quad (1)$$

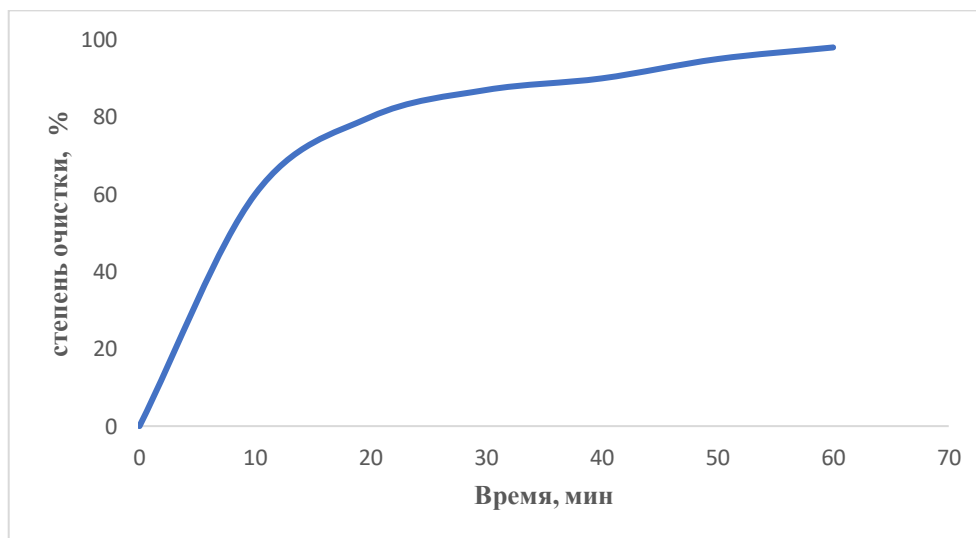
C – количество нефтепродуктов,

$C_{ост}$ – остаточное количество вещества.

Для очистки водных сред от разных типов нефтепродуктов применяют такие природные сорбенты; как цеолиты, их модифицированные формы, диатомит, вермикулит.

Таблица 1 – Зависимость степени очистки загрязнённой воды от массы нефтепродуктов

Нефтяной сорбент		
Время сорбции, мин.	Содержание нефтепродукта в очищенной воде, мг/л	Степень очистки, %
0	10	0
10	4	60
20	2	80
30	1,5	87
40	1	90
50	0,5	95
60	0,2	98

**Рисунок 1 – Кинетическая кривая сорбции нефтепродукта на поверхности воды**

Их применение позволяет очистить загрязненные воды от эмульгированных нефтепродуктов (ЭНП) на 95-98%, а от растворенных нефтепродуктов (РНП) на 85%. Наибольшей емкостью по НП характеризуется цеолит, соотношение $\text{SiO}_2:\text{Al}_2\text{O}_3$ для которого составляет 3,4. Адсорбционная активность цеолитов увеличивается с ростом соотношения $\text{SiO}_2:\text{Al}_2\text{O}_3$.

Природные минералы, используемые для адсорбционной очистки от нефтепродуктов также, перспективны для ликвидации последствий аварийных разливов нефти и нефтепродуктов.

Источники

1. Каменщиков Ф. А., Богомольный Е. И. Удаление нефтепродуктов с водной поверхности и грунта. М.; Ижевск: Ин-т компьютерных исследований, 2006. 528 с.
2. Сироткина Е. Е., Новоселева Л. Ю. Химия в интересах устойчивого развития. Материалы для адсорбционной очистки воды от нефти и нефтепродуктов. 13(2005) 359-377.
3. Лапушова Л. А., Васильев С. И. Результаты исследования структуры полимерных сорбентов «Униполимер-М» для ликвидации техногенных разливов нефти и нефтепродуктов // Защита окружающей среды в нефтегазовом комплексе. 2015. № 6. С. 17–21

Формирование дисперсной молибден-вольфрамовой фазы осаждением из растворов

*Осипов П.А., Шаяхметова Р.А., Сагындыков А.Б.
(РГП «НЦ КПМС РК», г. Алматы, Казахстан)*

Введение. Металл – матричные композиты, содержащие в качестве фаз внедрения высокодисперсные оксиды различных тугоплавких металлов, внедренные в матрицу никеля в процессе электроосаждения обладают улучшенными физико- механическими свойствами [1- 3]. В качестве фаз внедрения широко используются индивидуальные, смешанные и совместноосажденные оксиды вольфрама и молибдена [4].

В работе рассмотрены различные методы получения в качестве фаз внедрения как индивидуальные триоксид молибдена, так и триоксид вольфрама или полученные совместным осаждением вольфрам- молибденовые оксидные составляющие.

Получение дисперсной фазы индивидуальных оксидов молибдена или оксидов вольфрама, особой сложности не представляет. Осаждённые из водных растворов образцы индивидуальных молибденовых и вольфрамовых кислот выглядят следующим образом (рисунок 1 а и 1 б). Видно, что молибденовые кристаллы имеют вид крупных вытянутых прямоугольных призм (рисунок 1а), а вольфрамовые соединения представлены очень мелкозерновыми фракциями (рисунок 1б).

Однако совместное осаждение триоксидов молибдена и вольфрама в заданной стехиометрической пропорции представляет определённые трудности, вызванные в первую очередь разным временем формирования осадка молибденовой и вольфрамовой кислот.

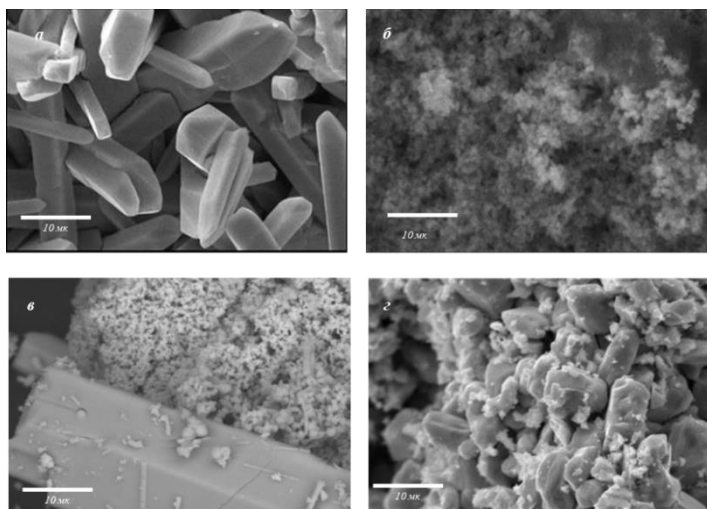


Рисунок 1 – Вид осаждённых образцов молибденовых (а) и вольфрамовых кислот (б), а также совместно осажденных вольфрам- молибденовых соединений из водных растворов при различных молярных соотношениях W/Mo : 0,50 (в) и 0,30, полученных на СЭМ

Учитывая, что сроки формирования осадка вольфрамовой кислоты значительно больше, то вначале образуется осадок богатый молибденом, а в заключительной фазе обогащенный вольфрамовыми составляющими, что хорошо видно на рисунке 2в, где молярное соотношение W/ Мо равно 0,5. При молярном соотношении W/ Мо 0,3 количество мелкозернистой вольфрамовой фазы заметно сокращается. Химический состав различных фрагментов этих приведен в таблице 1. Хорошо видно, что большой кристалл внешне похожий на призму состоит из молибдена изоморфно замещенного

вольфрамом примерно на 20%. Мелкозернистая фракция (спектр 2) наоборот состоит в основном из вольфрама с небольшими добавками молибдена. В этой области также сосредоточены и другие основные примеси азот, поскольку натрий и хлор. Натрий и хлор находится в примерно одинаковых стехиометрических соотношениях, то можно предположить, что эти элементы находятся в виде соединения хлорид натрия, а азот скорее всего в виде неразложившегося молибдата аммония. При этом для второго образца с соотношением W/Mo - 0,30 (рисунок 1г) можно отметить, что основная часть вольфрама изоморфно замещает молибден (спектр 3), и мелкодисперсная фаза весьма незначительна. При расхождении в содержании вольфрама между общим фоном и компактной фазой я не такое значительное, как для первого образца. В третьем образце с соотношением W/Mo - 0,2 (рисунок 2-1) практически весь вольфрам замещает изоморфно молибден (спектр 4), и мелкодисперсная фаза практически не существует.

Таблица 1 – Химический состав различных фрагментов полученных образцов

	Образец 1, (W/Mo -0,50)			Образец 2, W/Mo -0,3		Образец 3, W/Mo -0,2	
	Общ	Спектр 1	Спектр 2	Общ	Спектр 3	Общ	Спектр 4
N	1,63	0,16	4,62	1,04	0,68	4,21	3,43
O	39,24	40,07	38,16	39,84	40,18	35,58	37,04
Na	2,45	0,12	6,12	1,36	0,54	1,22	0,18
Cl	3,03	0,15	8,53	1,73	0,62	1,71	0,12
Mo	24,16	42,68	13,01	34,72	35,64	42,96	45,58
W	29,58	16,81	28,56	21,31	22,42	14,33	13,27

Более подробную информацию о распределении основных элементов по объему образца можно получить используя на СЭМ методику электронного картирования. На рисунке 2 приведено элементное картирование образца с соотношением W/Mo - 0,2 полученное на СЭМ.

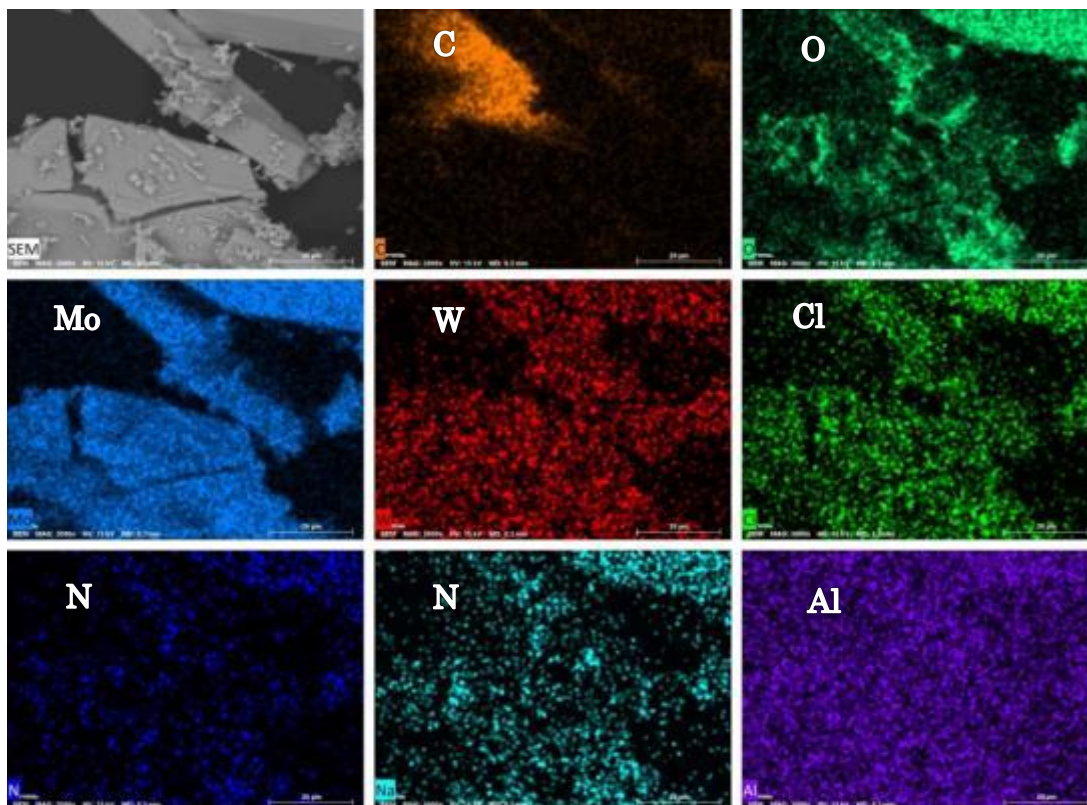


Рисунок 2 – Элементное картирование образца W/Mo - 0,2 полученное на СЭМ

На представленных фото хорошо видно, что распределение молибдена, по объему фрагмента образца практически копирует его электронное изображение. Это указывает то, что основа формирования данного осадка заложена молибденом, который расположен достаточно компактно с практическим отсутствием мелких фрагментов.

Расположение вольфрама по образцу хорошо повторяет распределение молибдена, но не такое компактное. Совпадение распределения этих элементов говорит о возможном указывающем на их взаимное изоморфное замещение. Большое количество мелких частичек указывает на более медленное формирование осадка соединений вольфрама, который частично доосаждался после образования основного осадка. Отсутствие в них соединений молибдена указывает на то, что при данных режимах осаждения замещения вольфрама молибденом практически не происходит.

Атомы хлора и натрия по объему образца довольно хорошо совпадают с друг с другом, а поскольку их содержания в пределах ошибки примерно равны, то можно предположить, что они скорее всего находятся в виде соединения хлорида натрия. Оно неплохо коррелирует с распределением вольфрама, практически повторяя его и было частично созахвачено формирующимися мелкокристаллическими соединениями вольфрама из которых их достаточно сложно удалить промывными водами.

Азот хотя и хорошо совпадает с распределениями натрия и хлора, однако предположить что это соединение хлорид аммония маловероятно, поскольку как следует из таблицы 1, имеющегося количества хлора явно не хватит для связывания его в хлорид аммония. Поэтому резонно предположить, что в данном фрагменте азот скорее всего находится, в виде неразложившегося молибдата аммония.

Таким образом, рассмотрены особенности формирования дисперсного осадка при совместном осаждении из растворов молибден- вольфрамовых оксидных соединений. Показано что молибден осаждается в виде крупных призматических кристаллов, а вольфрам частично изоморфно замещает молибден, а частично в виде мелкодисперсного осадка, в котором собираются основные сопутствующие примеси. Натрий и хлор находятся в виде соединения хлорида натрия, а азот в виде неразложившегося парамолибдата аммония.

Источники

- 1 Kolle M. K., Shajahan S., Basu A. Effect of electrodeposition current and pulse parameter on surface mechanical and electrochemical behavior of Ni–W alloy coatings //Metallurgical and Materials Transactions A. – 2020. – Т. 51. – С. 3721-3731.
- 2 Ramaprakash, M., Deepika, Y., Balamurugan, C., et al. Pulse electrodeposition of nano-crystalline Ni-W alloy and the influence of tungsten composition on structure, microhardness and corrosion properties //Journal of Alloys and Compounds. – 2021. – Т. 866. – С. 158987.
- 3 Фурмон М. С., Красиков А. В., Дроздова Н. Ф. Состав, микротвердость и структура покрытий из сплава системы никель-вольфрам, полученных методом электрохимического осаждения //Вопросы материаловедения. – 2012. – №. 1. – С. 74-79.
- 4 Мирошниченко М. Н., Орлов В. М., Колосов В. Н. Синтез двойных оксидов молибдена с вольфрамом //Высокочистые вещества и материалы получение, анализ, применение. – 2018. – С. 54-59.

Фундаментальные особенности водородного восстановления металлов и целесообразность использования водорода на современном этапе

Роцин В.Е., Смирнов К.И., Гамов П.А., Роцин А.В.

(Южно-Уральский государственный университет (НИУ), г. Челябинск, Россия)

Под все более усиливающимся давлением экологических организаций и ужесточением экологических требований становятся актуальными вопросы объективно неизбежной в будущем структурной перестройки металлургии с целью ее декарбонизации. Единственной альтернативой углероду в качестве восстановителя металлов может быть водород. И хотя водород является самым распространённым элементом во Вселенной, на Земле водорода в концентрированном виде нет и его необходимо получать разложением химических соединений. Поэтому возможность использования водорода в качестве восстановителя зависит от возможности и стоимости его массового производства. Принципиальных затруднений получения водорода нет, но стоимость водорода сильно зависит от исходных веществ и способов их разложения. Наиболее полно удовлетворяет экологическим требованиям так называемый «зелёный» водород, получаемый электролизом воды и снова превращающийся в воду в результате восстановления металлов. Но более дешёвыми и доступными в настоящее время являются «бирюзовый», «серый», «голубой» и «коричневый» водород, получаемые разными технологиями из ископаемых углеводородов. Водород такого происхождения доступен для промышленного использования уже в настоящее время.

Принципиально важными особенностями водорода как восстановителя, отличающими его от углерода и определяющими особенности физико-химических процессов, следовательно, и результаты восстановления, помимо экологической безопасности, неисчерпаемых источников и замкнутого цикла его использования являются газообразная форма и его самого и продукта его окисления, относительно высокое при низкой температуре и уменьшающееся с повышением температуры сродство к кислороду, ничтожно малая растворимость в твёрдом железе. Для корректного использования этих особенностей при разработке новых технологий и агрегатов для их осуществления требуется теория, основанная на современных достижениях физики конденсированного состояния и квантовой химии. В настоящее время наиболее удовлетворяющей этим требованиям является электрон-вакансионная теория [1,2].

На основе анализа физико-химических закономерностей восстановления металлов согласно этой теории ранее сделан вывод, что водород целесообразно использовать в существующих агрегатах с целью селективного извлечения железа из комплексных титаномагнетитовых, ильменитовых, сидеритовых руд и получения не только мягкого железа, но одновременно ещё и концентрата оксидов титана, магния, марганца и других металлов [3,4]. В данной работе приведены результаты сравнительных экспериментов селективного восстановления железа водородом или углеродом в ильменитовой руде с получением безуглеродистого железа и рутила или углеродистого железа и аносовита

Эксперименты с использованием в качестве восстановителя твердого углерода проводили в герметизированной печи сопротивления с графитовым нагревателем. В корундовый тигель помещали брикет в виде таблетки диаметром 2 см. высотой 0,5 см. и засыпали молотым графитом из боя нагревателей так, чтобы был контакт графита со всей поверхностью брикета. Печь нагревали до температуры 900, 1000, 1100 или 1300 °С и выдерживали в течение 60 минут. Эксперименты с использованием в качестве восстановителя водорода проводили в многофункциональной печи сопротивления в

реакторе с проточной атмосферой при температуре 900 °С. В процессе нагрева реактор продували аргоном с целью промывания системы от воздуха, затем в систему подавали водород и выдерживали в течение 30 минут. Полученные образцы разрезали по диаметру таблетки на 2 части. Одну часть измельчали для проведения рентгенофазового анализа. Из второй части образца готовили аншлиф. Элементный состав фаз определяли микрорентгеноспектральным методом. На рисунке приведены рентгенограммы образцов.

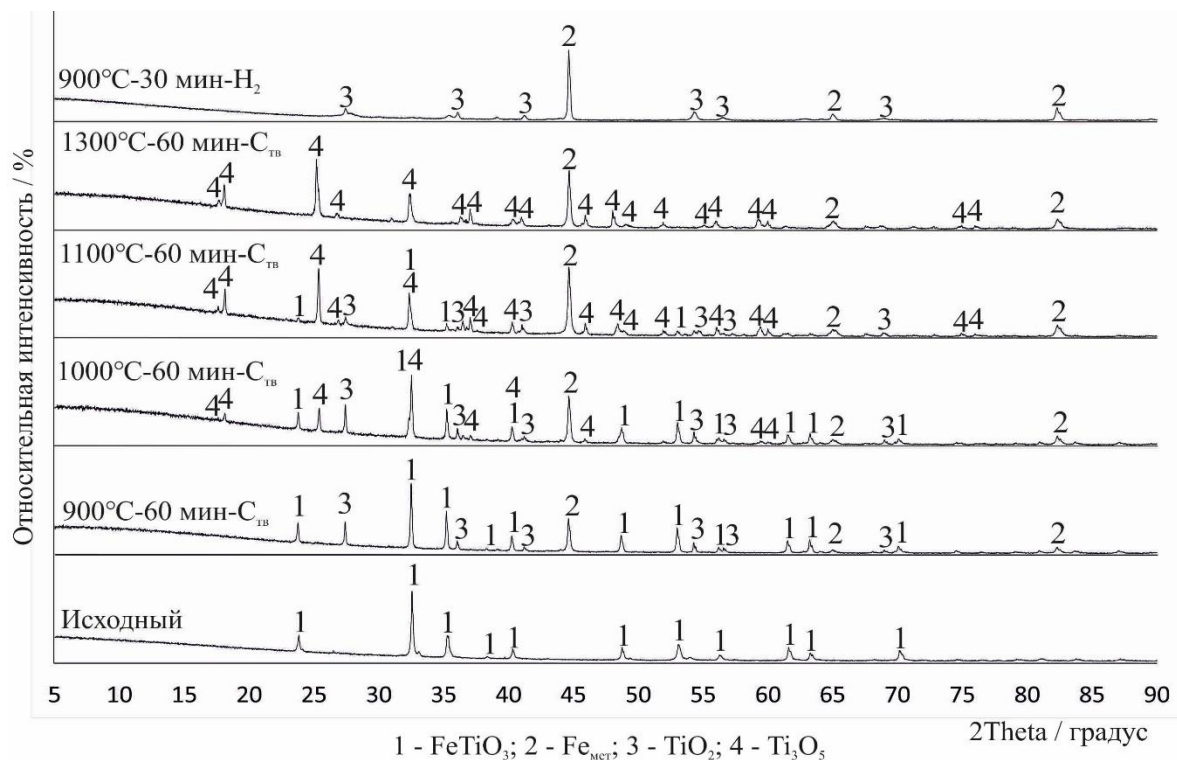


Рисунок – Дифрактограммы исходного и восстановленных углеродом или водородом образцов ильменита.

Из приведённых на рисунке дифрактограмм и результатов микрорентгеноспектрального анализа фаз в восстановленных образцах следует, что твёрдофазное восстановление железа в ильмените твёрдым углеродом при температуре 900°C происходит с образованием железа и рутила (TiO₂), но не завершается даже в течение 60 минут. С повышением температуры в интервале 900-1300°C восстановление происходит с образованием железа и железосодержащего аносовита, а полное преобразование ильменита в аносовит в течение 60 минут требует относительно высокой (1300°C) температуры. В то же время селективное восстановление железа в ильмените водородом даже при температуре 900°C полностью завершилось в течение 30 минут с образованием диоксида титана.

Таким образом, селективное твёрдофазное восстановление железа водородом в комплексном железотитановом оксиде происходит существенно быстрее и с образованием двух ценных продуктов – мягкого железа и оксида титана. Это свидетельствует о целесообразности использования водорода в качестве восстановителя при переработке комплексных руд с целью получения железа и концентрата оксидов второго металла.

Исследование выполнено при финансовой поддержке Министерства науки и высшего образования Российской Федерации (государственное задание на выполнение фундаментальных научных исследований №FENU-2023-0011 (2023011ГЗ)).

Источники

- 1 Рощин В. Е., Рощин А. В. Физика пирометаллургических процессов.— Москва; Вологда: Инфра-Инженерия, 2021.— 304 с.
- 2 Рощин В.Е., Рощин А.В., Кузнецов Ю.С., Гойхенберг Ю.Н. Технологические и матери-аловедческие аспекты перехода в черной металлургии на безуглеродные процессы. Черные металлы, 2021, №11. - С. 10-16. DOI: 10.17580/chm.2021.11.02.
- 3 Рощин В. Е., Дрозин А. Д., Гамов П. А., Смирнов К. И, Декарбонизация сталеплавильного производства с позиций электронной теории восстановления металлов. Черные металлы, 2023. №2. - С.10-16. DOI: 10.17580/chm.2023.02.02
- 4 Рощин В.Е., Гамов П. А., А.В. Рощин,С.П. Салихов Перспективы освоения водородных технологий в отечественной металлургии. Чёрная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации 2023. том 79.№2, с.144-153. DOI: 10.32339/0135-5910-2023-2-144-№2, с.144-153. DOI: 10.32339/0135-5910-2023-2-144-153.

Сравнение характера выделения частиц металлической фазы при восстановлении железа из ильменита углеродом или водородом

Смирнов К.И., Гамов П.А.

(Южно-Уральский государственный университет (НИУ), г. Челябинск, РФ)

В настоящее время все более усиливается интерес к твердофазному восстановлению металлов из богатых и комплексных руд. Традиционными восстановителями металлов при пирометаллургических процессах являются твердый углерод и газ CO, однако под давлением экологических организаций, обсуждается возможный переход на технологии с использованием в качестве восстановителя водорода. Вне зависимости от используемого восстановителя в качестве продуктов восстановления в твердой фазе является металл и шлак, разделение которых в большинстве случаев, например, при переработке титансодержащих руд, вызывает существенные технологические сложности.

Основными способами разделения продуктов восстановления является механическое разделение, перевод металла в газовую фазу и плавление. Механическое разделение неэффективно при разделении продуктов твердофазного восстановления, ввиду наличия мягкого безуглеродистого железа, которое при различных механических нагрузках пластично деформируется, а оксидная фаза вдавливаясь в металл [1]. Способ разделения оксидной и металлической фаз с переводом металла в газовую фазу заключается в образовании летучих соединений, например, пентакарбонил $\text{Fe}(\text{CO})_5$, трихлорид железа FeCl_3 , с относительно невысокой температурой кипения в реакторах, и последующей конденсацией и разложением на металлическое железо и газ, который возвращается в производство [2]. Разделение плавлением является наиболее распространенным и простым способом разделения продуктов восстановления. Однако, в случае переработки титансодержащих шлаков, которые имеют высокую температуру плавления и вязкость, важное значение для протекания процесса коалесценции, помимо температуры плавления, имеет размер частиц металлической фазы.

Целью данного исследования являлось характера выделения частиц металлической фазы при использовании восстановителей с различным восстановительным потенциалом.

Эксперименты с использованием в качестве восстановителя твердого углерода проводили в герметизированной печи сопротивления с графитовым нагревателем. В корундовый тигель помещали брикет в виде таблетки диаметром 2 см. высотой 0,5 см. и засыпали молотым графитом из боя нагревателей так, чтобы был контакт графита со всей поверхностью брикета. На графит устанавливалась подложка из корунда, на которую размещали второй брикет, для которого восстановителем являлась печная атмосфера, преимущественно состоявшая из газовой смеси $\text{N}_2\text{-CO}(\text{CO}35\%)$. Печь нагревали до температуры 1300 °C и выдерживали в течение 1 часа. Эксперименты с использованием в качестве восстановителя чистого водорода проводили в многофункциональной печи сопротивления в реакторе с проточной атмосферой при температуре 900 °C. В процессе нагрева реактор продували аргоном с целью промывания системы от воздуха, затем в систему подавали водород и выдерживали в течение 0,5 часа. Эксперименты с использованием в качестве восстановителя газовой смеси $\text{Ar-H}_2(\text{H}_210\%)$ проводили на установке термического анализа Netzsch STA 449F1 «Jupiter» с проточной атмосферой при температуре 900 °C и времени изотермической выдержки в течении 15 часов. Из полученных образцов готовили аншлиф.

В результате восстановления железа из ильменитового концентрата с использованием твердого углерода и газа CO наблюдается выделение металлической фазы различного размера – рисунок 1а. При использовании более слабого восстановителя, газовой смеси N_2 -CO(CO35%), наблюдаются крупные включения по всей площади сечения брикета. Восстановление железа твердым углеродом, контактировавшим только по поверхности брикета, наблюдаются частицы металлической фазы различного размера. Так, у поверхности контакта с восстановителем наблюдалось большое количество мелких частиц металлической фазы, а при удалении количество частиц становилось меньше и их размер увеличивался. При восстановлении чистым водородом, рисунок 1б, в зерне наблюдается выделение большого количества мелких частиц металлической фазы. Снижение скорости реакции за счет использования газовой смеси Ar - H_2 (H_2 10%) с более низким восстановительным потенциалом приводит к увеличению размера частиц.

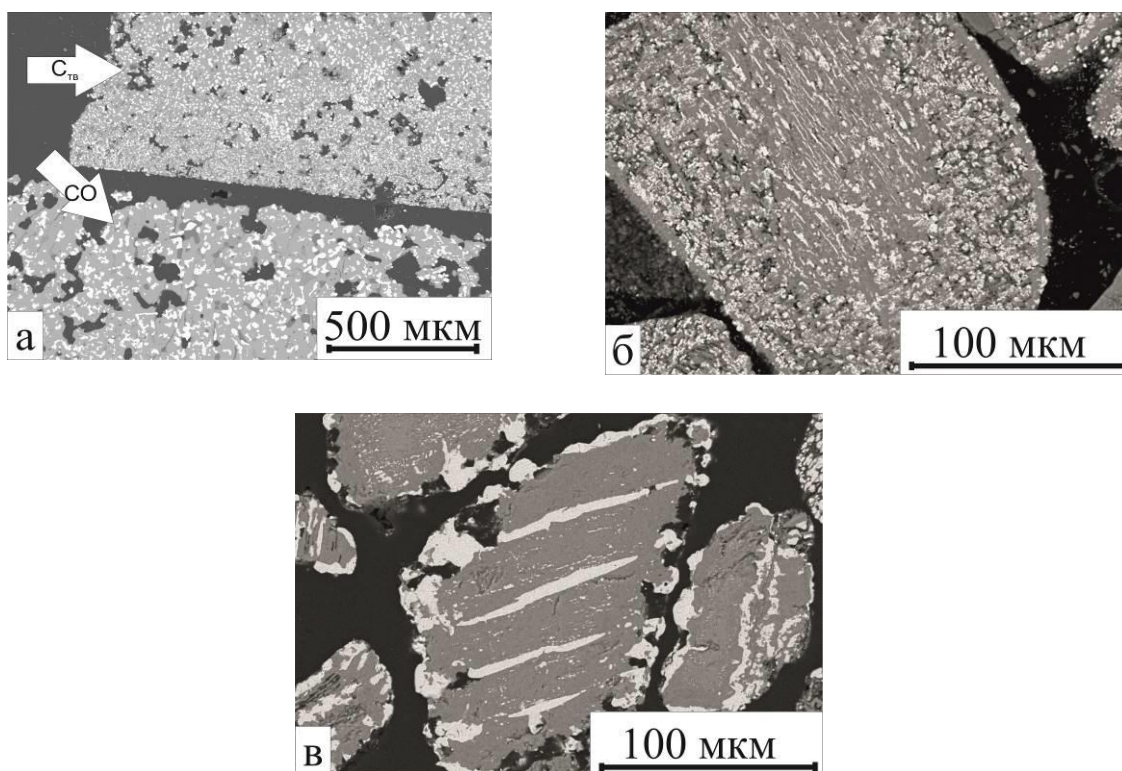


Рисунок 1 – Снимки образцов ильменитового концентрата после восстановительного обжига: а – твердый углерод и CO при 1300 °C и выдержке 1 час; б – чистый водород при 900 °C и выдержке 0,5 часа; в – газовая смесь Ar - H_2 (H_2 10%) при 1000 °C и выдержке 15 часов.

Из приведённых на рисунке 1 результатов исследования шлифов следует, что уменьшение восстановительного потенциала восстановителя приводит к увеличению размера частиц металлической фазы. Ввиду того, что рост металлической фазы невозможен за счет слияния частиц металлической фазы, так как металлическое железо не может раствориться в твердой оксидной фазе без сохранения баланса зарядов следует, что рост металлической фазы связан со скоростью восстановления[3]. Размер частиц металлической фазы в зернах ильменита, подвергнутых восстановительному обжигу с использованием газообразных восстановителей относительно однороден, так как акт химической реакции протекает на поверхности зерна, и процесс восстановления распространяется на небольшие расстояния. Тогда как при использовании твердого углерода при распространении процесса восстановления вглубь оксида с поглощением

заряженных анионных вакансий, так же приводит к образованию частиц разного размера. Температура процесса восстановления при этом характеризует протекание диффузионных процессов внутри оксидной фазы.

Таким образом, рост металлической фазы при селективном восстановлении железа из ильменитового концентрата с использованием оптимальных условий (температуры и восстановительного потенциала восстановителя) в перспективе позволит упростить процесс разделения продуктов восстановления.

Исследование выполнено при финансовой поддержке Министерства науки и высшего образования Российской Федерации (государственное задание на выполнение фундаментальных научных исследований №FENU-2023-0011 (2023011ГЗ)).

Источники

- 1 Салихов С. П. Теоретические и технологические основы безотходной пирометаллургической переработки сидероплезитовой руды : дис. – Челябинск, 2017.
- 2 Сыркин В. Г. и др. Пат. – RU 2185933 C1, Способ получения высокодисперсного порошка карбонильного железа. – 2002.
- 3 Рощин В. Е., Рощин А. В. Физика пирометаллургических процессов. – Москва; Вологда: Инфра-Инженерия, 2021. – 304 с.

Селективное извлечение железа из высокофосфористой оолитовой руды

Сулеймен Б., Салихов С.П., Роцин В.Е.

(Южно-Уральский государственный университет (НИУ), г. Челябинск, Россия)

В связи с большим потреблением качественной железной руды и быстрым сокращением запасов таких руд необходимо разрабатывать и осваивать технологические процессы получения качественного металла из низкокачественных железных руд. К таким рудам относятся высокофосфористые железные руды, которые широко распространены во всем мире. В Казахстане фосфористое железорудное сырье по запасам составляет более 60% всех железорудных месторождений. Большая часть руд данного типа имеют оолитовую микроструктуру. В оолитах оксиды и фосфаты железа плотно связаны с пустой породой и трудно отделяются, поэтому такие руды сложно обогатить и снизить в них содержание фосфора традиционными методами обогащения. При использовании высокофосфористых руд в доменной печи практически весь фосфор переходит в чугун, что требует проведения дополнительных процессов дефосфорации на последующих этапах производства стали. Это приводит к увеличению объема отходов, потерям энергии и увеличению себестоимости. Таким образом, удаление фосфора из оолитовых руд является актуальной задачей для вовлечения железных руд с высоким содержанием фосфора в металлургическое производство.

В работе показана возможность селективного восстановления железа в оолитовых рудах с последующим его пирометаллургическим разделением на металл и шлак.

В качестве исходного материала использована оолитовая железная руда Аятского месторождения. Методом рентгенофазового анализа с помощью установки Rigaku Ultima IV установлено, что основными фазами исходной руды является гётит $\text{FeO}(\text{OH})$, магнетит Fe_3O_4 и кварц SiO_2 . Кроме того, в руде выявляются карбонаты железа, кальция и магния. Фосфор в исходной руде содержится в виде гидрофосфатов железа $\text{FePO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ и кальция $\text{CaHPO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$, а также фосфата алюминия AlPO_4 [1].

С использованием программы «TERRA» проведено термодинамическое моделирование поведения системы «оолитовая руда–твёрдый углерод» при высокотемпературном нагреве. Результаты расчетов показывают термодинамическую возможность селективного восстановления железа даже при высоких температурах (до 1405 K), но с точно заданным составом газовой фазы (соотношение концентраций CO и CO_2) [2].

Для подтверждения результатов термодинамических расчётов проведены эксперименты в закрытой печи сопротивления с графитовым нагревателем. В процессе восстановления железа из оолитовой руды в контакте с твёрдым углеродом при температуре 1000 °C и выдержке 5 часов содержание фосфора в металлической фазе достигает 1,5 ат. %. При восстановлении в атмосфере монооксида углерода, образующегося в печи за счёт графитового нагревателя, содержание фосфора в металле не превышает 0,1 ат. %.

Полученные результаты согласуются с термодинамическим моделированием, однако достигаемая степень металлизации в таких условиях находится на низком уровне.

При исследовании процесса жидкофазного разделения продуктов твердофазного восстановления, полученных при температуре 1000 °C и выдержке 5 часов в атмосфере CO, вертикальную печь сопротивления с нагревательными элементами из дисилицида молибдена (MoSi_2) нагревали до температуры 1600 °C и в разогретый в печи корундовый тигель загружали металлизированные образцы. Материал нагревали,

плавили, расплав перемешивали, выдерживали 5 минут и выливали на металлическую плиту. При этом охлаждённый таким образом расплав разделяется на металл и шлак.

Из результатов микрорентгеноспектрального анализа полученных образцов металла и шлака следует, что после плавления продуктов металлизации в металле обнаруживается фосфор (0,5 ат.%), хотя в металлических частицах металлизированных в атмосфере СО образцов он не выявлялся. Переход фосфора в металл происходит, по-видимому, за счет экстракции фосфора металлическим расплавом из шлака.

Дальнейшие эксперименты показали, что использование флюса СаО при окислительном обжиге (1200 °С) исходной оолитовой руды в атмосфере воздуха предотвращает перехода фосфора в металл во время разделительной плавки. По результатам рентгенофазового анализа после прокаливания смеси, состоящий из измельченной руды (0,4 мм) и извести в количестве, обеспечивающем основность плавильного шлака равной 2, происходит диссоциация Fe_2PO_5 с образованием соединений $\text{Ca}_4\text{P}_2\text{O}_9$ и $\text{Ca}_2\text{P}_2\text{O}_7$.

Проведены эксперименты по восстановлению и плавлению офлюсованной оолитовой руды. В результате восстановления в атмосфере СО фосфор в офлюсованной обожженной руде содержится в виде фосфата алюминия и кальция. Железо в таких условиях эксперимента восстанавливается до металла в большей степени по сравнению с экспериментами без добавления извести, где железо остается в виде магнетита и фаялита, а фосфор содержится в виде фосфата железа. Добавка извести приводит к увеличению степени восстановления железа, а также к образованию более прочных фосфидов кальция. При разделительной плавке офлюсованной руды после металлизации фосфор не переходит в металл и остается в шлаке (рисунок).

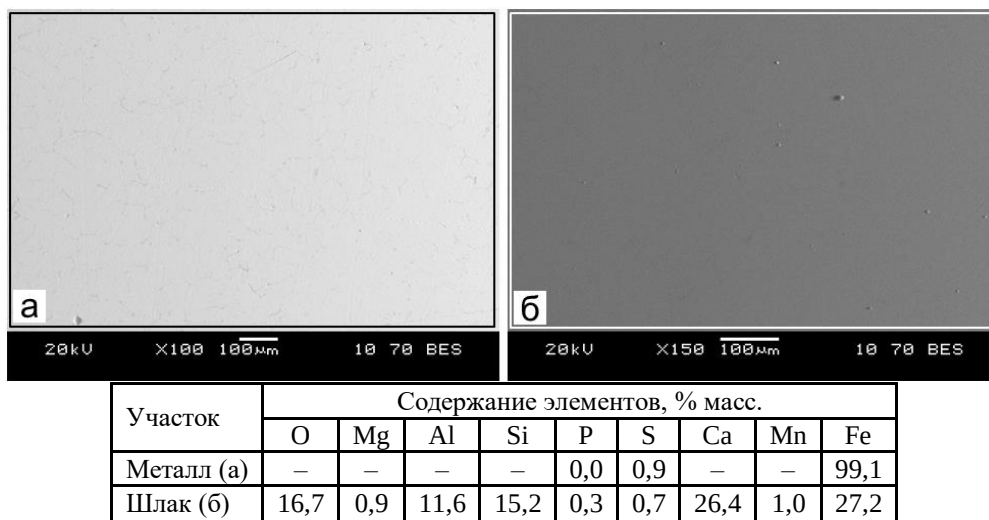


Рисунок – Результаты микрорентгеноспектрального анализа состава металла (а) и шлака (б) после разделительной плавки металлизированной офлюсованной руды в атмосфере СО

Использование твердого углерода в качестве восстановителя для металлизации офлюсованной руды нецелесообразно, так как в наших предыдущих экспериментах при восстановлении в смеси с графитом фосфор восстанавливается из фосфата кальция [1].

Таким образом, по результатам исследований можно сделать вывод что в атмосфере СО селективное восстановление железа из высокофосфористой оолитовой руды принципиально возможно, но в результате жидкофазного разделения продуктов металлизации фосфор переходит в металл. Добавка извести на этапе обжига исходной руды увеличивает степень восстановления железа при металлизации и исключает возможность восстановления фосфора железом при разделительной плавке.

Исследование выполнено при финансовой поддержке Министерства науки и высшего образования Российской Федерации (государственное задание на выполнение фундаментальных научных исследований №FENU-2023-0011 (2023011ГЗ)).

Источники

- 1 Сулеймен Б., Салихов С.П., Шарипов Ф.Ш., Рощин В.Е. Селективное твердофазное восстановление железа в фосфористых оолитовых рудах. Известия вузов. Черная металлургия. – 2023. – Т. 66. – №. 4. – С. 479-484. DOI: 10.17073/0368-0797-2023-4-479-484
- 2 Салихов С. П., Сулеймен Б., Рощин В. Е. Селективное восстановление железа и фосфора из оолитовой руды // Известия высших учебных заведений. Черная Металлургия. – 2020. – Т. 63. – №. 7. – С. 560-567. DOI: 10.17073/0368-0797-2020-7-560-567

Выплавка ферросилиция и получение карбида кальция из смеси фосфорита и шлака фосфорного производства

Тулеев М.А., Шевко В.М., Бадикова А.Д.

(Южно-Казахстанский университет им. М. Ауэзова, г. Шымкент, Казахстан)

В статье приводятся результаты исследований по безотходному получению ферросплава и карбида кальция из смеси фосфорита и шлака фосфорного производства. Исследования проведены методом термодинамического моделирования, с использованием программы HSC-10.0 Outokumpu в температурном интервале 500-2100 °С. Установлено, что образование ферросилиция марок FeSi10, FeSi15 в интервале температур 1658-1700 °С, но без образования карбида кальция. Карбид кальция же образуется в температурном интервале 1800-2100 °С с максимумом при 2100 °С, и образуемый ферросплав можно отнести к лигатуре.

Ключевые слова: фосфорит, шлак, термодинамическое моделирование, лигатура, ферросилиций, карбид кальция, фосфор.

При электроплавке фосфорита (19-22%P₂O₅) в руднотермической печи происходит восстановление фосфора, в который переходит в целевой продукт- желтый фосфор (до 89,5%), а также образование феррофосфора (15-25%P) и шлака (46-50%CaO, 38,6-42,6%SiO₂, 3,4-3,7 MgO, 1,7-2,7%Fe₂O₃, 0,6-3,0% P₂O₅). Фосфорный шлак- многотоннажный техногенный отход производства желтого фосфора, который образуется в количестве 10-12 тонн на тонну получаемого фосфора. Шлак в основном используется в строительной индустрии (наполнители, шлаковая пемза, вата, литые изделия, плитка, брусчатка, шлакоситаллы, белая сажа), однако изделия из него имеет ограниченный спрос, ввиду того что являются источниками токсичных газовыделений [1]. В Южно-Казахстанском университете им. М. Ауэзова проводятся исследования по разработке ресурсосберегающей безшлаковой технологии электротермической переработки фосфоритов, с получением карбида кальция и ферросплава и возгонкой фосфора [2]. В статье приводятся результаты термодинамического моделирования совместной переработки фосфорита и фосфорного шлака. В продолжение этой работы в настоящее время проводятся исследования получения из фосфорных шлаков карбида кальция и ферросплава. Исследования проводили в соотношении фосфорит-фосфорный шлак 1:1.

Исследования проводили с использованием программы HSC-10.0 Outokumpu. Определение равновесной степени распределения элемента (α , %) по продуктам взаимодействия проводилось в соответствии разработанным в ЮКУ им. М. Ауэзова алгоритмом. Исследования проведены в температурном интервале 500-2100 °С. В работе использовали фосфорит Чилисай (Ca₃(PO₄)₂ - 37,4%, SiO₂ - 26,8%, CaO - 22,0%, MgO - 3,6%, Al₂O₃ - 2,3%, MnO - 0,4%, Fe₂O₃ - 2,1%, K₂O - 0,8%, CaF - 4,2%), фосфорный шлак "Новоджамбулского фосфорного завода" (SiO₂ - 41,0%, CaO - 43,8%, Al₂O₃ - 3,0%, MgO - 2,0%, Ca₃(PO₄)₂ - 3,3%, Fe₂O₃ - 2,0%, K₂O+Na₂O - 1,9%, CaF₂ - 3,0%).

И рисунка 1, видно что переход алюминия в сплав начинается при температуре 1600 °С и с повышением температуры растёт 76-82% (при 2000 °С), а далее падает до 72-78% (при 2100 °С); переход кремния в сплав начинается при 1500 °С с максимумом при 2100 °С - 42,7-56,5%, при температуре 1900-2000 °С имеет резкое снижение извлечения из-за образования SiC; переход кальция в сплав начинается при 1600 °С с максимумом при 2000 °С - 6,25%, а далее падает до 5,86% (2100 °С). Фосфор полностью переходит при

температуре более 1500°C , а фтор при 1900°C . Образование карбида кальция начинается при 1800°C . С ростом температуры концентрация CaC_2 возрастает с максимумом при 2100°C (100%), литраж карбида при этой температуре составляет $372 \text{ дм}^3/\text{кг}$.

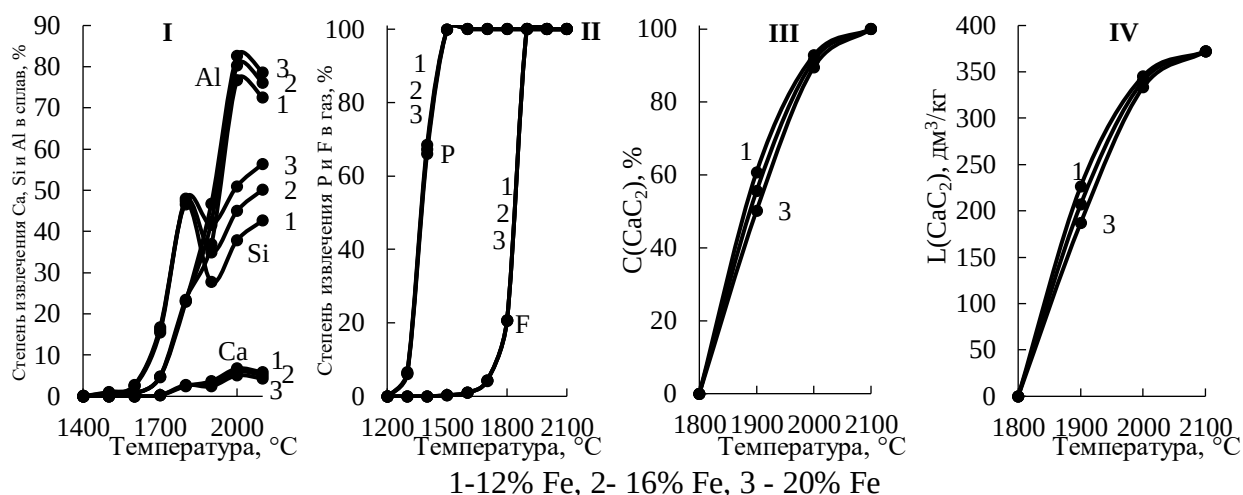


Рисунок 1 – Влияние температуры и количества железа на степень извлечения Ca, Si и Al в сплав (I), степень извлечения P и F в газовую фазу (II), концентрацию CaC_2 в техническом карбиде кальция (III) и его литраж (IV)

Из рисунка 2 согласно ГОСТ 1415-93 возможно получение марок FeSi10 при $1658-1700^{\circ}\text{C}$ и FeSi15 при $1693-1700^{\circ}\text{C}$. При высоких температурах содержание по Al и Ca превышает допустимые нормы и относится к лигатуре [3].

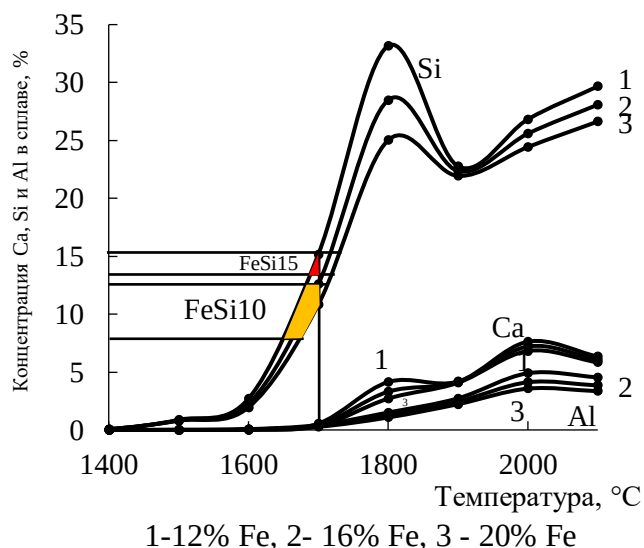


Рисунок 2 – Влияние температуры и количества железа на концентрацию кальция, кремния и алюминия в сплаве

В результате проделанной определена возможность получения марочного ферросилиция марок FeSi10, FeSi15 и лигатуры с образованием карбида кальция литражом $372 \text{ дм}^3/\text{кг}$.

Настоящее исследование финансируется Комитетом науки Министерства высшего образования и науки Республики Казахстан (грант № AP14869066).

Источники

- 1 Бажиров Н.С., Битемиров М.К. Комплексная экологически безопасная переработка шлаковых отходов фосфорного производства. Алматы: Гылым, 1998. -136с.
- 2 Shevko V.M., Uteeva R.A., Badikova A.B., Karataeva G.E. and Bitanova G.A. Production of ferroalloys, calcium carbide, and phosphorus from high-silicon phosphorite // Rasayan J. Chem. 2023, Vol. 16, No. 2. P. 955-963.
- 3 ГОСТ 1415-93. Ферросилиций. Технические требования и условия поставки: - Минск, 1993.-11с. (изменения №1, протокол №26 от 8 декабря 2004г).

Концентрирование редкоземельных металлов в растворах подземного выщелачивания урана способом нанофильтрации

*Тюлюбаев З.М.¹, Лексин А.М.², Мырзакулов Н.Д.², Карпенко В.Ю.²,
Елемесов Т.Б.², Леонова Л.А.¹*

(¹Национальный исследовательский Томский политехнический университет, г. Томск, Россия, ²ОО «Институт высоких технологий», г. Алматы, Казахстан)

В настоящее время Республика Казахстан обеспечивает свыше 40 % мировой добычи природного урана, используя на своих предприятиях способ подземного скважинного сернокислотного выщелачивания. Урансодержащие продуктивные растворы (ПР) содержат в своем составе попутно растворимые редкоземельные металлы (РЗМ), актуальная задача выделения которых может быть решена с использованием мембранных технологий, широко применяющихся в настоящее время для концентрирования, разделения и очистки от примесей различных растворов

Испытания проводили на специально сконструированной установке нанофильтрации (УНФ), в основу которой заложен принцип тангенциальной фильтрации. Основным рабочим элементом УНФ являются кислотостойкие мембранные модули производства Dow Chemical, через которые под приложенным давлением фильтруется испытываемый раствор. УНФ работает только в ручном режиме. Исходный раствор из емкости подается насосом высокого давления на три последовательно соединенные нанофильтрационные мембраны. Пермеат и концентрат собираются в соответствующие баки. Для повышения содержания целевого компонента часть концентрата возвращается в питание (рецикл).

Для проведения экспериментов был использован ПР одного из уранодобывающих рудников Туркестанской области. В ходе испытаний отрабатывали технологические режимы извлечения и концентрирования урана и РЗМ. В качестве основных элементов, по которым определяли эффективность извлечения РЗМ, были выбраны диспрозий, неодим, рений, скандий и европий. Определяли влияние выхода концентрата, пермеата, рецикла и давления на степень извлечения в концентрат урана и РЗМ.

Максимальное содержание урана в концентрате было достигнуто при давлении на входе $18 \cdot 10^5$ Па, выходе концентрата 20 %, выходе пермеата 80 % и рецикле равном 233 %. Извлечение урана в концентрат составило 98 % при содержании в пермеате 6 мг/дм^3 и степени концентрирования урана 3,8 раза.

Результаты испытаний по концентрированию РЗМ приведены в таблице. Извлечение скандия, европия, лютеция и неодима меняется в широких пределах, что объясняется различными режимами работы УНФ. Лучшие результаты по извлечению всех РЗМ в концентрат получены при давлении $6 \cdot 10^5$ Па, выходе концентрата 24,6 %, рецикле равном 22,9 %. При этих условиях степень концентрирования скандия составила 2,38 раза. Максимальная степень концентрирования скандия, полученная при проведении испытаний, составила 12,1 раза при извлечении скандия в концентрат 57,8 %. Производительность установки по пермеату при таком режиме работы была равна $1,0 \text{ м}^3/\text{час}$. Полученные положительные результаты по концентрированию и извлечению РЗМ из ПР нанофильтрацией могут служить основой для разработки технологии попутного извлечения скандия.

В настоящее время уран извлекается из ПР с применением сорбционной технологии, при этом скандий остается в маточнике сорбции (МС), который перед возвратом в технологический процесс может быть направлен на дополнительную стадию концентрирования методом нанофильтрации.

Таблица – Результаты испытаний технологии концентрирования РЗМ из ПР урана с использованием кислотостойких мембран

Давление на входе, Па	Наименование продукта	Выход		Извлечение %				
		м ³ /ч	%	Re	Sc	Dy	Nd	Eu
	рецикл	0,60	36,8					
	концентрат	0,43	26,4	35,8	91,2	44,2	47,3	47,0
	пермеат	1,20	73,6	64,2	8,8	55,8	52,7	53,0
	питание	1,63	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
6·10 ⁵	рецикл	0,40	22,9					
	концентрат	0,43	24,6	32,2	90,6	95,0	95,5	95,6
	пермеат	1,32	75,4	67,8	9,4	5,0	4,5	4,4
	питание	1,75	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
9·10 ⁵	рецикл	0,20	10,7					
	концентрат	0,43	23,0	31,3	89,8	95,0	95,2	95,4
	пермеат	1,44	77,0	68,7	10,2	5,0	4,8	4,6
	питание	1,87	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
18·10 ⁵	рецикл	0,60	57,1					
	концентрат	0,05	4,8	4,2	57,8	80,2	58,7	78,5
	пермеат	1,00	95,2	95,8	42,2	19,8	41,3	21,5
	питание	1,05	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

По предварительной оценке, при исходном содержании в МС урана 3 г/м³, скандия 0,16 г/м³ полученный после пятистадийной нанофильтрации концентрат будет содержать 63 г/м³ скандия и 986 г/м³ урана. По предлагаемой технологической схеме данный раствор направляется на экстракцию урана. Полученный реэкстракт с концентрацией урана порядка 10 кг/м³ поступает сразу на стадию осаждения.

Рафинат экстракции урана переходит на стадию экстракции скандия с получением реэкстракта, содержащего 900 г/м³ скандия и 3 г/м³ урана. Рафинат, получаемый в результате экстракции скандия, возвращается в технологический цикл добычи урана. Данная технология позволяет дополнительно извлекать из МС урана 70 % урана и 80 % скандия.

Полученные на основании лабораторных экспериментов результаты требуют дополнительной проверки и корректировки в ходе опытно-промышленных испытаний. Следует отметить, что опыты по нанофильтрации хорошо масштабируются, при проведении укрупненных экспериментов можно ожидать подтверждения основных полученных показателей.

Интенсификация методов цианидного выщелачивания в золотодобывающей промышленности

Хумарбекұлы Е.

(Филиал РГП «НЦ КПМС РК» ГНПОПЭ «Казмеханобр», г. Алматы, Казахстан)

Аннотация

Интенсификация методов цианидного выщелачивания играет фундаментальную роль в усовершенствовании процессов извлечения золота из руд. В данной обзорной статье рассматриваются различные подходы к повышению эффективности цианидного выщелачивания, предоставляются конкретные примеры и ссылки на соответствующие исследования. Анализируется применение ацетата натрия, перекиси водорода, ультразвука, микроорганизмов и электролиза в контексте золотодобычи, подчеркивая их важность для повышения эффективности и устойчивости данных процессов. С учетом непрерывного развития новых технологий и методов исследования, интенсификация цианидного выщелачивания продолжит способствовать улучшению золотодобычи в более экологически и экономически приемлемом направлении.

Введение

Золотодобыча занимает ключевое положение в мировой экономике, обеспечивая сырьем как ювелирную промышленность, так и инвестиционные потребности. Однако процесс извлечения золота из золотосодержащих руд представляет собой сложную и затратную задачу, требующую постоянных инноваций и усовершенствований. На протяжении многих лет цианидное выщелачивание оставалось стандартным методом для достижения этой цели. Однако, в свете растущих экологических и экономических требований возникла насущная потребность в разработке методов интенсификации процесса с целью увеличения его эффективности и уменьшения отрицательного воздействия на окружающую среду.

С учетом быстрого развития новых технологий и методов исследования интенсификация цианидного выщелачивания будет продолжать содействовать модернизации золотодобычи в более устойчивом и эффективном направлении.

Часть 1: Использование ацетата натрия

Ацетат натрия (NaAc) представляет собой существенный интенсификатор процесса цианидного выщелачивания, широко применяемый в золотодобывающей промышленности. Включение ацетата натрия в реакционную смесь способствует увеличению скорости растворения золота и снижению потребления цианида. Для наглядной иллюстрации его эффективности, можно обратиться к результатам исследования, представленным автором [1], которое ярко демонстрирует, что добавление всего 1 г/л ацетата натрия увеличивает скорость выщелачивания золота с номинальных 0,5 г/час до 1,2 г/час.

Данный метод является одним из наиболее доступных и простых решений для повышения эффективности цианидного выщелачивания, что, в свою очередь, снижает расходы на реактивы и сокращает необходимое время для завершения процесса. Ацетат натрия продемонстрировал свою способность существенно ускорить растворение золота, что придает ему ключевое значение в современных методах золотодобычи.

Часть 2: Использование перекиси водорода

Перекись водорода (H_2O_2) является мощным окислительным веществом, которое успешно используется для интенсификации процесса цианидного выщелачивания

золота. Внесение H_2O_2 в реакционную смесь активирует окислительный процесс выщелачивания золота, что приводит к значительному увеличению выхода золота из руды.

Результаты экспериментов, проведенных исследователями [2], наглядно подтверждают эффективность данного метода. Внесение всего 0,1% перекиси водорода в процесс цианидного выщелачивания позволило увеличить выход золота с уровня 85% до 92%. Это свидетельствует о значительном потенциале перекиси водорода для оптимизации и усиления процессов золотодобычи, что способствует более эффективному извлечению золота из руды.

Часть 3: Применение ультразвука

Использование ультразвука в реакционной смеси становится всё более распространенным и эффективным методом интенсификации процесса цианидного выщелачивания в золотодобывающей промышленности. Ультразвучное воздействие способствует более эффективному перемешиванию реакционной смеси и разрушению пассивации поверхности золота, что улучшает процесс выщелачивания.

Исследование, проведенное авторами [3], выразительно демонстрирует потенциал ультразвуковой интенсификации. Согласно результатам данного исследования, использование ультразвука позволило увеличить скорость выщелачивания золота с 1,5 г/час до 2,2 г/час. Это подтверждает, что ультразвук представляет собой мощный инструмент для оптимизации процессов золотодобычи и увеличения их эффективности.

Заключение

Интенсификация цианидного выщелачивания остается актуальной и важной задачей в сфере золотодобычи. Методы интенсификации, такие как использование ацетата натрия, перекиси водорода и ультразвука представляют собой значимый шаг в направлении повышения эффективности и устойчивости процессов добычи золота.

С появлением новых технологий и методов исследования, интенсификация цианидного выщелачивания будет продолжать способствовать совершенствованию золотодобычи, делая ее более экологически и экономически эффективной. Эти инновации открывают дорогу к более эффективному использованию ресурсов и способствуют достижению устойчивых практик в золотодобывающей промышленности, что имеет критическое значение для сохранения природной среды и удовлетворения потребностей мировой экономики.

Источники

- 1 Джонсон, А. (2018). Инновационные методы в цианидном выщелачивании. // Золото и Металлургия, 15(2). – С. 45-53.
- 2 Смит, Б. (2019). Роль перекиси водорода в интенсификации выщелачивания золота. // Металлургические исследования, 25(4). – С 78-88.
- 3 Гарсиа, М. (2020). Влияние ультразвука на процесс цианидного выщелачивания. // Журнал Горнодобычи, 12(3). – С 61-70.

[XIX] МЕЖДУНАРОДНАЯ ВЫСТАВКА ТЕХНОЛОГИЙ И ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО КОМПЛЕКСА И РАЦИОНАЛЬНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ НЕДР

ufi
Approved
Event



Mining Week

KAZAKHSTAN'2024

25-27 [ИЮНЯ] 2024
КАРАГАНДА · КАЗАХСТАН

ТОО «TNT EXPO»

🌐 miningweek.kz

☎ +7 (727) 344 00 63

✉ mintek@tntexpo.kz

📸 mining.week.kazakhstan



MININGWEEK.KZ

Материалы

**Международной научно-практической конференции
«Инновации и комплексная переработка минерального сырья –
актуальные составляющие диверсификации экономики»,**

посвященной

**30-летию Национального центра по комплексной переработке
минерального сырья Республики Казахстан**

1 ТОМ

Ответственные редакторы:

*академик, д.т.н. А.А. Жарменов
академик, д.т.н. А.Ж. Терликбаева
профессор, д.т.н. С.В. Ефремова*

ISBN 978-601-08-3538-2



ISBN 978-601-08-3539-9



Компьютерная верстка **Стукалова Н.Г.**

