

веденими в табл. 2 стосовно до умов транспортування вугілля крупністю 0-3 мм на відстань до 80 км.

В основу розрахунку гідравлічних опорів при транспортуванні „солоного вугілля” покладено формулу, структура якої для визначення тих же параметрів була запропонована раніше для руху однорідних дисперсних систем, а додаткові гідравлічні опори ($\Delta i = f a S$) скориговано за допомогою комплексних поправочних коефіцієнтів.

Висновки. Досліджено процес гідравлічного транспортування солоного вугілля і на основі одержаних експериментальних даних запропонована методика розрахунку критичних швидкостей і питомих втрат напору при транспортуванні солоного вугілля.

Запропоновані залежності поширюються на особливі випадки гідравлічних розрахунків параметрів гідравлічного транспортування вугілля з великим вмістом лужних металів густиною більшою за 1400 кг/м^3 і вихідною крупністю 0-13 (0-25) мм при середній крупності $d_{cp} < 7$ мм, для умов промислового гідравлічного транспорту вугілля крупністю 0-3 мм при вмісті класу 0-0,074 мм до 17 % та в кінцевому продукті транспортування не більше 27-30 %.

Вихідна мінералізація несучого середовища не повинна перевищувати 7 г/л.

Список літератури

1. Проблеми переробки солоного вугілля // Актуальні проблеми водного господарства та природокористування: матеріали міжнар. наук.-техн. конф. Рівне, 21–22 листоп. 2007 р. – Рівне, 2007. – С. 25–49.
2. Шендрік Т.Г., Саранчук В.И. Соленые угли. Донецк / Східний видавничий дім. 2003. 294 с.
3. Белецкий В.С., Пожидаев С.Д., А.Кхелуфи. Перспективы освоения соленых углей Украины. – Донецк: ДонГТУ. – 1998. – 96 с.
4. Кхелуфі Абделькрім. Розробка технології збагачення солоного вугілля [Текст]: дис. ... канд. техн. наук / А. Кхелуфі. – Донецьк, 1998. – 175 с.
5. Дослідження кінетики знесолювання обмасленого вугілля / В.С. Білецький, П.В. Сергєєв, А. Кхелуфі, Т.Г. Шендрік // Геологія і геохімія горючих копалин. - 1998, № 2 (103). - С.85-89.
6. Афанасенко Л.Я. Исследование характеристик и свойств засоленных углей Донбасса и их изменений при термической обработке. Автореф. дисс. канд. техни. наук.: институт. Киев., 1990. - 20 с.
7. Pellgalli M., Keil G., Klare H. Salzkohle. Chemierohstoff und Energieträger // Wiss und Fortchr, 1982. №8. p. 316-320.
8. The Influence of Vinerall Interactions upon the Behaviour of Sodium during Combustion / A.J.Botting, N.J.Hoges, D.G.Richards, F.O.Wood// Int. Conf. Coal Sci.: Abstr. - Tokio, 1989 - 1 - p. 63-66.
9. Shendrik T., Siminova V., Pototska L., Paschenko L., Khazipov V. The Ways of Diffirent Types of Sorbents Obtaininrg from Chlorine-Containing Coals: Ecological Aspects // Int. 1996 European Carbon Conference. Newcastle-upon-Fyne, 7-2 July, 1996.
10. Світлий Ю.Г. Гідравлічний транспорт / Ю. Г. Світлий, В. С. Білецький ; Донец. від-ня Наук. т-ва ім. Шевченка. – Донецьк : Сх. вид. дім, 2009. – 436 с.

Рукопис подано до редакції 17.02.14

УДК 669.17

АБУБАКР ФАРАГ СРАТ, д-р філософії, Альфатехський університет, г. Триполи, Ливія,
Г.В. ГУБИН, д-р техн. наук, проф., Т.П. ЯРОШ, канд. техн. наук, доц.
Криворозький національний університет

ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКАЯ ДЕФОСФОРАЦИЯ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД ЛИВИИ

Впервые подробно приведен вещественный состав ливийской высокофосфористой железной руды, которая до сих пор не используется в промышленности из-за большого количества в ней фосфора и неблагоприятного кремниевого модуля. Попытки улучшить эти качественные показатели механическими моделями обогащения не привели к желаемым результатам. В статье приводятся материалы по гидрометаллургической обработке этой руды. Использование гидрометаллургических методов позволило снизить массовую долю фосфора с 0,7-0,8 % до 0,12 % и увеличить количество железа с 59,9 до 62,8 %. Предложена технологическая схема обесфосфоривания ливийской железной руды автоклавным способом с предварительным спеканием ее с содой.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Место Ливии в мировой добывающей промышленности определяется пока исключительно нефтегазовой отраслью. Другие виды полезных ископаемых, имеющиеся в стране, за исключением минерального сырья, используемого в строительстве, практически не добываются. В то же время в Ливии име-

ются месторождения калийных и магнезитовых солей, соды, фосфоритов, гипса, известняков, глины и угля, а также крупные залежи железных руд. Месторождения железных руд сосредоточены в районе Вади-Эль-Шати. Наиболее крупные месторождения: Южный Тарут (общие запасы 640 млн. т с массовой долей железа 50 %), Ашкеда (475 млн т, 51,7% Fe), Эд-Дуэса и Эль-Ауджа (700 млн т, 45% Fe) и др.[1]

Имеющийся в Ливии на берегу Средиземного моря в г. Мисурата заводской металлургический комплекс работает на импортном сырье в основном из Бразилии и Швеции. Для развития черной металлургии Ливии нужна собственная рудная база. Однако ливийские железные руды содержат большое количество фосфора и неблагоприятный для доменной плавки кремниевый модуль. Поэтому изучение местных руд и получение из них качественных концентратов является актуальной научно-технической проблемой.

Анализ исследований и публикаций. Рассматривались предложения об использовании местных ливийских руд, в частности магнетитовых в районе Вади-Эль-Шати со средней массовой долей железа 55%. Запасы этих руд оцениваются в 420 млн т. Предполагалось построить карьер производительностью 5-10 млн т в год, обогатительную и агломерационную фабрику, а также электростанцию мощностью 15 МВт и жилой поселок [1,2]. Публикаций по этой теме очень мало, а в последние годы они практически исчезли, по-видимому, из-за известных трагических событий в Ливии.

Постановка задачи. Целью настоящей статьи является изложение материала об исследовании вещественного состава ливийской железной руды и определение возможности удаления фосфора из нее.

Изложение материалов и результаты. Исследованная руда района Вади-Эль-Шати сравнительно богатая, т.к. содержит 57-59% железа при массовой доле фосфора, достигающей 0,7-0,8% и кремниевом модуле 0,8.

Данная руда обладает слоистой, реже сланцеватой и массивной текстурой.

Структура руды оолитовая, преобладающий размер оолитов составляет 0,2-1,0 мм. Оолиты сложены преимущественно рудными минералами, цемент-нерудными с незначительной примесью рудного минерала.

Оолиты частично деформированные, уплощенные в плоскости слоистости руды, оолиты правильной округлой формы редки.

Внутреннее строение оолитов концентрически зональное, обусловленное чередованием существенно магнетитовых зон и зон, сложенных нерудными минералами с незначительной примесью рудного минерала. Ядро оолита обычно нерудного состава, реже отмечаются ядра, сложенные магнетитом. Мощность отдельных зон оолитов составляет в основном 0,005-0,02 мм, что относит руды к рудам с тесным прорастанием рудных и нерудных минералов.

В цементе преобладают нерудные минералы, примесь рудного минерала обычно не превышает 10-15%. Размер рудной вкрапленности в цементе составляет 0,002-0,020 мм.

Руды обладают высокой пористостью (до 20% от объема руды), 40-45% пор располагается в центральных зонах оолитов, около 5% пор - в периферийных частях оолитов и 50-55% пор содержится в цементе. Минеральный состав руды приведен в табл. 1.

Таблица 1

Минеральный состав руды и распределения железа по минералам

Содержание минерала (М) и железа (Fe), %												
Магнетит		Гематит		Карбонаты		Силикаты		Гетит		Апатит	Алюмофосфат	Σ
М	Fe	М	Fe	М	Fe	М	Fe	М	Fe	М	М	
43,5	31,5	24,9	17,43	5,5	1,94	12,0	1,9	9,9	6,23	2,3	1,9	100,0

Магнетит слагает центральные или периферийные зоны оолитов, а также присутствует в цементе в виде тонкой вкрапленности. Размер индивидов магнетита колеблется главным образом в пределах от 0,002 до 0,05, реже до 0,08 мм. Форма зерен обычно неправильная. В рудных зернах оолитов нередко наблюдается проявление собирательной перекристаллизации магнетита с совершенствованием его кристаллографических очертаний. Однако совершенствование кристаллографии идет с образованием объемноскелетных форм октаэдрического габитуса, поэтому рост эффективного размера индивидов магнетита незначителен.

Гематит присутствует в верхних гипсометрических горизонтах месторождения преимущественно в виде мартита, псевдоморфозы гематита по магнетиту, образовавшегося в зоне окисления.

Гематит наиболее распространен в верхах коры выветривания, где образовался путем окисления силикатов и карбонатов. Гематит образует мельчайшую вкрапленность в цементе.

Силикаты представлены хлоритами ряда шамозита-тюрингита, стильпномеланом и более редкими амфиболами. Силикаты слагают цемент, центральные и реже периферийные зоны оолитов. В коре выветривания замещаются пелитоморфным гетитом. Форма выделения силикатов – тонкочешуйчатая (хлориты, стильпномелан), реже тонкоигльчатая (амфиболы). Силикаты находятся в тесном взаимном прорастании друг с другом и с рудными минералами. Размер зерен силикатов составляет 0,002-0,02 мм. Карбонаты представлены главным образом сидеритом, размер зерен колеблется от 0,002 до 0,01 мм.

Фосфорит образует отдельные зоны в оолитах, реже образует самостоятельные оолиты. Распространен в руде равномерно, эффективный размер включений фосфорита составляет 0,002-0,015 мм.

Апатит присутствует в виде тонкозернистых агрегатов мелких кристаллов гексагонально-призматического габитуса. Размер зерен апатита колеблется от 0,01 до 0,05 мм. Апатит образует тесные сростания с рудными минералами.

В табл. 2 приведен средний химический состав руды.

Таблица 2

Компоненты	Fe	SiO ₂	TiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	FeO	MnO	MgO	CaO	K ₂ O	Na ₂ O	P ₂ O ₅	CO ₂	H ₂ O	Σ
Содержание, %	59,2	3,50	0,24	4,10	66,30	16,50	0,38	0,80	1,40	0,05	0,16	1,45	2,62	2,23	99,73

Наличие силикатов в руде обуславливает присутствие в ней SiO₂, TiO₂, Al₂O₃, MgO, K₂O и Na₂O.

С примесью карбонатов связано повышенное содержание CO₂ и частично FeO. Наличием фосфорита и апатита объясняется значительное содержание CaO и P₂O₅.

Содержание элементов примесей, как показали результаты спектрального анализа, весьма незначительно. Несколько повышенное содержание мышьяка - 0,01-0,03%, тем не менее, оно удовлетворяет требованиям кондиции.

Для изучения фазового состава руды проведены исследования методом рентгеноспектрального микрозондирования. Результаты показали наличие следующих фаз: сферолиты гидрогетита, в них 85-90 % Fe₂O₃; до 1,0% Al₂O₃, SiO₂, MgO; CaO отсутствует; фосфора мало. Гематит и магнетит не содержат фосфора. Кальцит обычного состава. Кроме того, обнаружены две фазы оптически похожие друг на друга. В составе одной 30-35 % Al₂O₃; 10% CaO; 2-3 % Fe₂O₃. Примесей K₂O, Mn₃O₄, SiO₂ в ее составе нет. Это основная фаза, содержащая фосфор.

Другая похожая фаза содержит в своем составе порядка 30 % Fe₂O₃, 16 % Al₂O₃, 15 % SiO₂. Состав этой фазы определен приблизительно, поскольку она не проводит ток. Кроме этих двух фаз в образцах присутствует фаза, которая растворяется при производстве шлифов.

Таким образом, метод рентгеноспектрального микрозондирования не позволил с необходимой точностью определить фазовый состав руды и формы проявления фосфора.

Отличительной особенностью пробы руды, как уже упоминалось, является гематизация магнетита в виде тончайших микровключений, практически неотделимых друг от друга.

При изучении вещественного состава пробы руды установлено, что среднее количество гематита достигает 25% по объему от массы железорудных минералов. Все компоненты находятся во взаимном дисперсном прорастании.

Для оценки потенциальной возможности повышения качества руды был выполнен гравитационный анализ в жидкостях с плотностями 3200 и 4270 кг/м³.

Разделение выполнено по следующим компонентам: апатит+кварц, гидрооксиды+силикаты железа, магнетит+гематит.

Разделение показало:

в крупности -0,020÷+0 мм почти нет раскрытых вредных примесей. Выход легкой фракции <3200 кг/м³ с массовой долей железа 16,5 % и фосфора 4,72 % составляет 1,7 % от этого класса. При этом извлечение фосфора составляет 12 %;

основная масса фосфора связана с гидрооксидами и силикатами и не достигает полного его раскрытия даже при измельчении руды до 90% класса -0,044 мм. Выход фракции плотностью 3200-4270 кг/м³, в которую перешли эти минералы, 77%. Массовая доля железа в ней 48,6% и фосфора 0,72%. Извлечение фосфора составляет 83%;

тяжелая фракция с плотностью более 4270 кг/м^3 содержит 69,9% железа и 0,158% фосфора. Выход этого продукта - 21,3%, а извлечение железа - 28,7% от класса;

удаление из класса $-0,020 \div +0$ мм самой тонкой глинистой фракции $-0,010 \div +0$ мм при седиментации привело к увеличению массовой доли железа до 58,6%, но не улучшило кремниевый модуль и не уменьшило количество фосфора ни в классе $-0,020 \div +0$ мм, ни в продуктах гравитационного разделения.

Таким образом, гравитационный анализ свидетельствует, что исследуемая руда является труднообогатимой, т.к. даже в крупности $-0,020 \div +0$ мм не достигается необходимое раскрытие минералов.

С целью снижения массовой доли фосфора, повышения массовой доли железа и улучшения кремниевого модуля проведены исследования руды на обогатимость механическими методами. В этом случае использовались мокрая и сухая магнитная сепарация в обычном и сильном поле, флотация и комбинация этих методов. В целом указанные исследования не позволили получить желаемых результатов, т.к. руда относится к весьма труднообогатимому сырью из-за тонкой вкрапленности железо- и фосфорсодержащих минералов.

Не получив положительных показателей при механическом обогащении, были проведены экспериментальные исследования гидрометаллургической обработки руды и концентратов.

С введением в гидрометаллургию повышенных температур и давлений достигнуты новые качественно-количественные результаты.

Проявляется значительный интерес к автоклавному методу, разработаны сотни технологических схем и отдельных операций передела разнообразного сырья [3-6].

Автоклавное выщелачивание характеризует, главным образом, извлечение фосфора, кремнезема, скорость процесса и расход щелочи.

Для проведения экспериментов по дефосфорации исходной руды и магнетитовых концентратов была изготовлена и смонтирована автоклавная установка.

Опыты по изучению кинетики выщелачивания фосфора проводились на пробах с крупностью частиц минус 0,250; 0,160; 0,074 и 0,044 мм в интервале температур от 17 до 250 °С. Выщелачивание происходило при Т:Ж=1:3-1:12 при концентрации щелочи 4300 г/л и длительности 3 часа.

Степень дефосфорации в этих экспериментах достигала 50,3 %. Однако остаточное содержание фосфора в выщелоченном концентрате оставалось высоким и составляло 0,3-0,4 %. Зависимость степени дефосфорации от длительности, температуры процесса и крупности материала приведена на рис. 1,2.

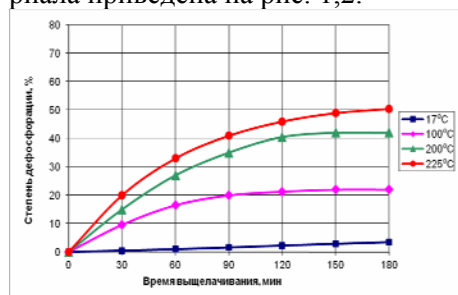


Рис. 1. Кинетика дефосфорации магнетитовых руды при различных температурах выщелачивания

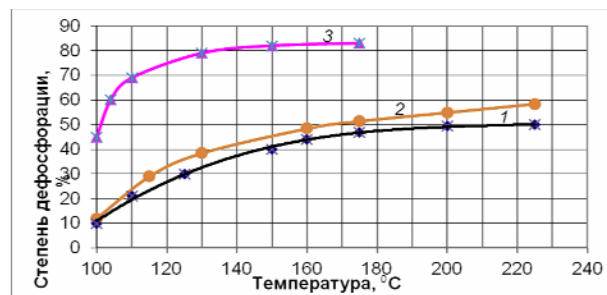


Рис. 2. Влияние температуры выщелачивания на степень дефосфорации руды при различной крупности материала: 1 - измельчение до 70 % класса -0,074 мм; 2 - измельчение до 70% класса -0,044 мм; 3 – измельчение до 70% класса -0,044 мм с добавкой соды

С повышением тонины помола концентрата скорость и степень дефосфорации значительно возрастает. При увеличении степени измельчения растет поверхность соприкосновения материала с раствором, что приводит к повышению скорости гетерогенных процессов растворения [7].

Наряду с описанными опытами были проведены эксперименты по дефосфорации спека руды с содой по аналогии с удалением фосфора из марганцевых концентратов [8-10].

В качестве исходного материала использовалась проба железной руды с массовой долей железа 59,9 % и фосфора 0,69 %. Реагентом служил 98 %-й карбонат натрия (Na_2CO_3).

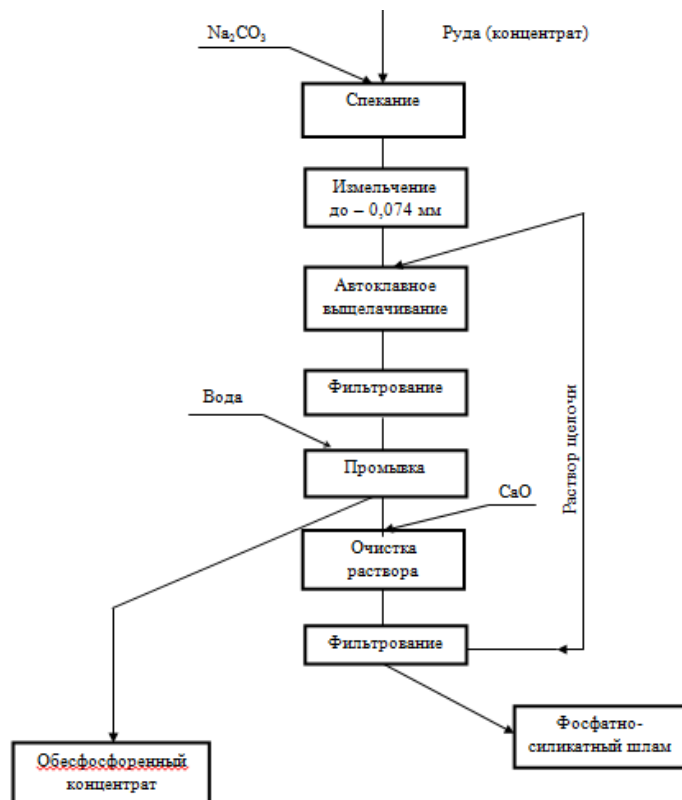


Рис. 3. Рекомендуемая схема дефосфорации железной руды

Навеска шихты, состоящая из руды и соды массой 0,3-0,4 кг помещалась в муфельную печь и выдерживалась при заданной температуре определенное время.

Полученный спек руды с содой измельчали и выщелачивали при заданной температуре и продолжительности. После выщелачивания пульпу фильтровали, нерастворимый остаток, представляющий собой обесфосфоренный концентрат, сушили и анализировали.

Выщелачивание спеков руды с содой при натриевом модуле (% $\text{Na}_2\text{O}/\%\text{SiO}_2$) от 0,5 до 1,0 и температуре 95°C не привело к сколь угодно значительному извлечению фосфор (рис. 3).

Для улучшения показателей выщелачивания были проведены исследования при более высокой

температуре (130°C) с разными натриевыми модулями.

Степень дефосфорации возросла и достигла 83,01 %, при этом содержание фосфора в концентрате снизилось до 0,12 %, массовая доля железа выросла до 62,8 %, а степень обескремнивания составила 23,6 %.

На основании проведенных экспериментов предложена технологическая схема дефосфорации железной руды автоклавным способом в щелочной среде (см. рис. 3).

Выводы. Исследован вещественный состав, обогатимость и дефосфорация крупнейшего в Ливии месторождения железных руд.

Природнобогатая гематито-магнетитовая руда оолитового строения имеет высокое содержание фосфора и неблагоприятный для доменной плавки кремниевый модуль.

Руда характеризуется тонкой вкрапленностью и взаимным прорастанием минералов фосфора, железа и пустой породы.

Механические методы обогащения не позволяют значительно снизить массовую долю фосфора и улучшить кремниевый модуль.

Использование гидromеталлургических методов позволяет уменьшить массовую долю фосфора в руде с 0,7-0,8 до 0,12 %.

Предложена технологическая схема, позволяющая гидromеталлургическим способом производить концентрат с массовой долей железа 62,8 % и фосфора 0,12 %.

Список литературы

1. **Shal Mohamed Fouad.** Les minerals de fer en Libya. "Acier Arabe", 1976, 4, №38, p. 6-15.
2. Libya /Nothold A.// Mining Annu. Rev. – 1990. – June. – p.145.
3. **Форвард Ф.А., Дж. Халперн.** Гидрометаллургические процессы при повышенных давлениях. Журнал прикладной химии. 1957. № 1.С. 24-29.
4. **Шубен Н.Я., Франк-Каменецкий Д.Я.** Об абсолютных скоростях растворения. Журнал прикладной химии. №3. Т.20. 1946. С. 31-35.
5. **Аксельрод Р.А.** Теория диффузного извлечения вещества из пористых тел. Изд. Львовского политехнического института. 1959. 145с.
6. А.с. 321545 СССР. Способ обработки марганцевых концентратов./ **Киселев Н.А., Губин Г.В.**// Бюллетень. 1972 № 35.
7. **Киреев В.А.** Курс физической химии. М. 1956. 328с.
8. **Хитрик С.И., Гасик М.И., Кучер А.Г.** Гидрометаллургический способ получения низкофосфористых марганцевых концентратов// Горный журнал. – 1966 - №9. – С.66-69.

9. **Kanungo S.B., Sant B.R.** Reduction of phosphorus content from various high phosphorus manganese ores on India by sodium carbonate roasting // J. Mines, Metals and Fuels. – 1997. – V.19. - №12. - p. 364-368.

10. **Величко Б.Ф., Гаврилов В.А., Гасик М.И. и др.** Металлургия марганца Украины. Київ «Техніка». – 1996. – 472с.

Рукопись поступила в редакцию 13.03.14

УДК 622.73-52

В.Ю. ГОРОБЕЦЬ, асистент, Криворізький національний університет

ВИЗНАЧЕННЯ РІВНЯ ЗАВАНТАЖЕННЯ КОНУСНОЇ ДРОБАРКИ

Показано значущість точного вимірювання та регулювання рівня завантаження конусної дробарки. Виконано огляд існуючих систем вимірювання та вказано їх недоліки. Запропоновано спосіб вимірювання рівня завантаження дробарки на основі споживаної потужності її двигуном. Визначено фактори, на основі яких формується завдання рівня завантаження дробарки та розроблено структурну схему системи керування.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Для побудови сучасної системи керування трактом III-IV стадії дроблення та безпосередньо дробарками середнього та дрібного дроблення важливим є визначення рівня заповнення камери дроблення дробарки. Найбільшої уваги потребують конусні дробарки дрібного дроблення (КДД) через те, що вони значно більше навантажені. Тоді як конусні дробарки середнього дроблення (КСД) часто є недовантаженими внаслідок невідрегульованої роботи грохоту, що стоїть перед ними, або повної його відсутності. Вітчизняними та закордонними дослідниками визначено, що для кожного типу дробарки існує оптимальний рівень заповнення, що дозволяє досягти максимальної продуктивності при заданій якості. Здебільшого для оптимального режиму роботи дробарка КДД має бути заповнена на 70-90 % [8,10,12].

Підтримання високого рівня заповнення дробарки є складною задачею внаслідок великої інерційності процесу та можливості завалу дробарки.

Аналіз досліджень та публікацій. На ГЗК Криворізького залізничного регіону до теперішнього часу працюють переважно дробарки виробництва заводу «Уралмаш» типу КМД-2200. Їх застаріла конструкція передбачає лише встановлення кінцевих вимикачів для вимірювання рівня руди в дробарці. Звісно такі датчики не можуть використовуватися в якості зворотного зв'язку та слугують лише для запобігання перевантаження та завалу дробарки.

При розв'язанні такої задачі перед іноземними дослідниками виникає значно менше труднощів, через наявність вбудованих датчиків вимірювання рівня в дробарках та регульованих живильників [1-5].

Постановка завдання. Необхідно визначити задовільний спосіб вимірювання рівня завантаження дробарки дрібного дроблення, що не вимагає значних капіталовкладень та зміни конструкції дробарки і повністю використовує можливості сучасної промислової автоматики. Також визначити критерії, що більш чітко визначають бажаний рівень завантаження дробарки для оптимальної роботи тракту дроблення та запропонувати структуру САК.

Викладення матеріалу та результати. Якщо є конструктивна можливість встановлення, то для вимірювання рівня заповнення дробарки застосовують гамма-реле або радіоактивні та ультразвукові рівнеміри. Така схема захищає дробарку від аварійного переповнення, а також від можливих аварій при попаданні в дробарку негабаритних кусків. Однак вона не дозволяє регулювати продуктивність вузла живильник-дробарка в потрібному для технологічного потоку діапазоні. До недоліків цієї схеми слід також віднести те, що навіть встановлення декількох датчиків рівня по висоті приймальної камери дробарки для регулювання продуктивності не дає необхідного ефекту, оскільки залежно від розміру шматків вхідного матеріалу (крупного чи дрібного) при одному і тому ж рівні можна отримати різну продуктивність: при переробці дрібних шматків - підвищену, при переробці крупних - знижену.

Очевидно, що навіть при встановленні датчика завжди існує небезпека того, що він буде виведений з ладу вхідним потоком руди.