

5. Розенгарт Ю.И. Вторичные энергетические ресурсы черной металлургии и их использование. - К.: "Высшая школа", 2008 - 328 с.

6. Петкин А.М. Экономия энергоресурсов: резервы и факторы эффективности, 1982
Рукопис подано до редакції 19.03.13

УДК 622.235

А.И. КУПИН, д-р техн. наук, проф., А.А. ТЕМЧЕНКО, канд. техн. наук, доц.,
И.О. МУЗЫКА, канд. техн. наук, ГВУЗ «Криворожский национальный университет»,
Г.В. ШИПОВСКИЙ, канд. техн. наук, ПАО «ИнГОК»

ОПТИМИЗАЦИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ДОБЫЧИ И ОБОГАЩЕНИЯ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД НА ОСНОВЕ ПРИМЕНЕНИЯ КОМПЛЕКСНОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ

Приведен анализ зависимостей уровня энергозатрат при процессах бурения, взрывания, дробления и измельчения, а также влияние качества дробления руды на производительность технологического оборудования. Предложено производить расчеты с использованием компьютерной программы, позволяющей комплексно моделировать технологические процессы.

Проблема и ее связь с научными и практическими заданиями. Качество взрывной отбойки железных руд зависит от многих геолого-технических факторов и является определяющим условием для формирования последующих процессов дробления и измельчения, что позволяет формировать себестоимость горно-обогажительного производства в целом. В производственных условиях поточное определение кусковатости раздробленных взрывом пород осложнено достаточно высокой трудоемкостью ее определения. Поэтому остается актуальным изучение влияния различных природных и технологических факторов на уровень на уровень качества взорванной горной массы и необходимость применения современного программного обеспечения при расчетах параметров горных работ и их оптимизации.

Анализ исследований и публикаций. Ранее проведенными исследованиями установлено, что самыми энергоемкими являются процессы среднего и мелкого дробления и, прежде всего, измельчения, удельный вес энергозатрат на которые составляет 94,2 %. Остальные 5,8 % занимают энергозатраты на бурение скважин 0,4 %, взрывное разрушение массива 4,9 %, механическое крупное дробление 0,5 % [1]. Из приведенного видно, что весь процесс рудоподготовки по фактическим энергозатратам основывается на дорогостоящем механическом дроблении и измельчении. Следовательно, на взрывную отбойку массива ранее (в 80-х годах прошлого века) считалось целесообразно возложить задачу максимального увеличения выхода готового класса на стадиях среднего и мелкого дробления, ликвидируя стадию крупного дробления вообще.

Кроме того, при улучшении качества дробления руды взрывом увеличивается производительность технологического оборудования на погрузочно-транспортных операциях и измельчении руды в мельницах, что должно привести к снижению себестоимости производства концентрата. Следует отметить, что с того времени прошло более 30 лет, произошли весьма существенные изменения прежде всего в области буровзрывных работ включающие эмульсионные и водонаполненные взрывчатые вещества ВВ, новые средства взрывания, высокую обводненность отбиваемого массива [2].

Постановка заданий. При наличии множества геолого-технических и технологических факторов для формирования вариантов производственных процессов добычи и переработки железных руд целесообразно использовать математический аппарат комплексного моделирования с применением информационных технологий, позволяющих оптимизировать параметры горных работ с учетом влияния разных факторов на качество дробления горной массы, и соответственно, себестоимость работ. Обоснование, разработка и апробация таких моделей является основной целью данной статьи.

Изложение материалов и результатов. Рудоподготовка на ГОКах включает следующие технологические процессы: взрывную отбойку, экскавацию, транспортирование, механическое дробление и измельчение. Для оптимизации технологических процессов добычи и обогащения железных руд при расчетах приняты следующие закономерности:

Величина линии наименьшего сопротивления (ЛНС) [3,4]

$$W = 0.15dG \sqrt{\frac{\partial \cdot K_H \cdot C}{fm(4000 + C)}},$$

где d - диаметр заряда, м; G - теплота взрыва, ккал/кг; K_H - выход негабарита, %; f - коэффициент крепости по шкале М.М. Протодьяконова; m - коэффициент сближения зарядов; C - размер кондиционного куска, мм.

Выход негабарита [5], %

$$K_H = 100 \exp\left(-\frac{C}{d_{cp}} K_{dp}\right),$$

где C - размер кондиционного куска, мм; d_{cp} - диаметр среднего куска, мм; K_{dp} - коэффициент, характеризующий однородность дробления (при $C=1200$ мм, $K_{dp}=1,4$)

Производительность экскаватора [5], м³/час

$$\rho_{\text{Э}} = \frac{V_k}{0,0067 + \varepsilon_k d_{cp}},$$

где V_k - емкость ковша, м³; d_{cp} - средний диаметр куска, мм; ε_k - коэффициент, зависящий от емкости, ковша (при $V_k=8$ м³, $\varepsilon_k=0,000082$).

Производительность автосамосвала [5], т/ч

$$P_{asm} = G_{asm} / \left(\frac{2L}{v} + \frac{G_{asm}}{\gamma * p_s} + t \right) \gamma,$$

где G_{asm} - грузоподъемность автосамосвала, т; L - длина транспортирования, км; v - средняя скорость движения автосамосвала, км/час; γ - объемный вес руды, т/м³; t - время ожидания погрузки и разгрузки, час.

Производительность дробилок I и II стадии дробления [5,6], т/час

$$P_{дPI} = \frac{6329e^{-0.0118d_{cp}} + 691}{\gamma}; \quad P_{дPII} = \frac{3164e^{-0.0118d_{cp}} + 345}{\gamma}.$$

Исходные данные для выполнения расчетов по приведенным формулам могут изменяться в зависимости от условий производства работ в широких пределах, что позволяет формировать большое количество вариантов при оптимизации технологических процессов горнообогатительного производства с использованием симплекс-метода в компьютерных программах. В качестве примера за исходную информацию примем следующие значения входящих величин, характерных для условий ПАО «ИнГОК».

высота уступа - 15 м;

ЛНС - 5,5; 6,0; 6,5м;

диаметр скважины - 0,256 м;

теплота взрыва - 2950 кДж/кг;

плотность заряжения - 1200 кг/м³;

коэффициент заполнения скважины - 0,765;

коэффициент сближения зарядов - 1; 0,92; 1,083;

грузоподъемность автосамосвала - 130 т;

длина транспортирования - 2,5 км;

средняя скорость движения автосамосвала - 20 км/час;

размер кондиционного куска - 1200 мм;

объемный вес руды - 3,35 т/м³;

коэффициент крепости по М.М. Протодьяконову - 20;

емкость ковша экскаватора - 8 м³;

себестоимость 1 пог. м скважины - 163,13 грн.;

себестоимость 1 м³ взрывания - 12,096 грн.;

себестоимость экскавации 1 т руды - 3,14 грн;

себестоимость перевозки автосамосвалом БелАЗ 1 т км - 1,8313 грн.;

себестоимость дробления 1 т руды «Запад» - 11,8 грн.;

себестоимость дробления 1 т руды «Восток» - 6,64 грн.

При проведении расчетов использована компьютерная программа Open Mine, разработанная сотрудниками кафедры компьютерных систем и сетей ГВУЗ «Криворожского национального университета» и работниками технического отдела ПАО «ИнГОК», в основу которой по-

ложены теоретические основы комплексного моделирования технологических процессов добычи и обогащения руд, рис. 1.

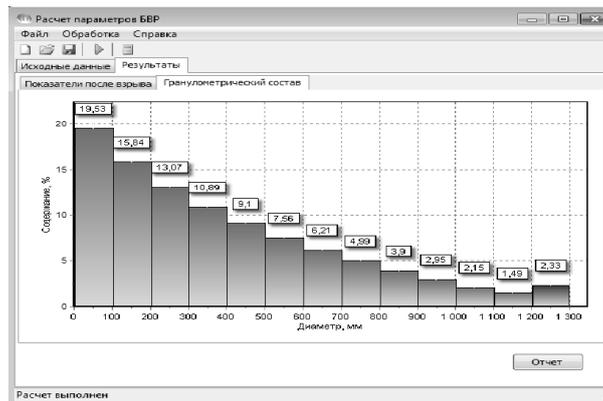


Рис. 1. Оброблення технологічних даних за допомогою програми

В основу расчетов положен типовой паспорт буровзрывных работ Б-13 с сеткой скважинных зарядов 6×6 м (при высоте уступа $H_y = 15$ м; ЛНС $W=6$ м; коэффициенте сближения $m=1$; диаметре скважинного заряда $d_{зар}=0,256$ м; теплоте взрыва ВВ Украинит ПП 2 марки Б $G_{взр}=2950$ кДж/кг; плотности заряжания $\rho=1200$ кг/м³; удельном расходе ВВ $q=1,03$ кг/м³, коэффициенте заполнения скважин $K_3=0,765$; коэффициенте крепости взрывааемых руд $f=20$).

Рассмотрен вариант с сеткой скважин $6 \times 6,5$ м ($H_y=15$ м; ЛНС = 6 м; $m=1,083$; $G_{взр}=2950$ кДж/кг; $\rho=1200$ кг/м³; $q=0,95$ кг/м³; $K_3=0,765$).

Результаты расчетов приведены в табл. 1.

Таблица 1

Основные технико-экономические показатели вариантов

Сетка скважин	Средний диаметр куска, мм	Выход негабарита, %	Производительность, м ³ /час, т/час				Себестоимость, грн./т				
			экскаватора	авто-самосвала	дробилки		БВР	экскавация	транспортировка	дробление	
					I ст.	II ст.				I ст.	II ст.
6,0×6,0	544	4,37	155,91	66,65	209,35	104,52	8,75	3,14	2,96	6,64	9,00
6,0×5,5	530	4,02	159,5	67,3	209,9	104,8	9,54 +0,79	3,07 -0,07*	2,93 -0,03*	6,62 -0,02*	8,98 -0,02
6,0×6,5	558	4,73	152,4	66,0	208,87	104,29	8,07 -0,068*	3,20 +0,06*	2,99 +0,03*	6,65 +0,01*	-

*Примечание: – снижение; + увеличение по сравнению с технико-экономическими показателями добычи и обогащения железной руды при сетке скважин 6×6 м ($q = 1,03$ кг/м³).

Одним из приоритетных направлений снижения затрат на добычу и переработку руды является предложение по увеличению удельного расхода ВВ на отбойку руды идущей на обогащение РОФ-1 (тракт «Запад») и снижение удельного расхода ВВ на отбойку идущей на обогащение РОФ-2 (тракт «Восток»).

Из таблицы видно, что увеличение затрат на БВР при сетке скважин $6,0 \times 5,5$ м можно компенсировать снижением затрат на БВР при сетке скважин $6,0 \times 6,5$ м, оставляя неизменным средний удельный расход ВВ по комбинату в целом.

В настоящее время на ПАО «СевГОК» ведутся работы по увеличению удельного расхода ВВ на 20%, что приводит к увеличению производительности мельниц шарового измельчения на 2,5–4,0%. Аналогичные работы планируют проводить и на Ингулецком ГОКе.

Основным ВВ на указанных комбинатах является Украинит ПП-2 марки Б, теплота взрыва которого составляет 2940–2960 кДж/кг или 0,816–0,822 кВт·ч/кг, удельный расход колеблется от 1,1 до 1,7 кг/м³. При стоимости Украинит ПП-2 марки Б 5,2 грн./кг затраты на взрывание в среднем составляют 12,1 грн./м³. Стоимость электроэнергии 0,77 грн./кВт·ч.

Из приведенных данных следует вывод: удельная стоимость взрывной энергии составляет 6,326 грн./кВт·ч, что в 8,22 больше электроэнергии.

Данный вывод позволяет утверждать, что увеличение удельного расхода Украинит ПП-2 при взрывном разрушении массива с целью улучшения показателей измельчения в шаровых

мельницах будет экономически выгодным только в том случае, когда увеличение удельного расхода ВВ на 1 % будет обеспечивать снижение затрат на электроэнергию при измельчении более чем на 8,22 %.

Промышленные испытания увеличения удельного расхода ВВ на Северном ГОКе на 1 % позволяют получить снижение затрат электроэнергии только на 0,2 %, поэтому увеличение удельного расхода ВВ для снижения затрат на измельчение будет экономически не целесообразно.

Следовательно, оптимизировать удельный расход ВВ необходимо по таким технологическим процессам как экскавация горной массы, ее транспортирование, разрушение негабарита, дробление первой и второй стадии, как это предусматривалось в методических рекомендациях НИГРИ [5].

Выводы и направление дальнейших исследований. Таким образом, предложенная модель и компьютерная технология, основанная на комплексном учете взаимозависимых факторов, влияющих на показатели дробления и измельчения железных руд, позволяет оптимизировать параметры технологических процессов.

Используя полученные результаты, появляется возможность устанавливать зависимости затрат электроэнергии при измельчении в шаровых мельницах от удельного расхода различных взрывчатых веществ, что указывает на перспективу их более широкого применения при проведении исследований и решений конкретных производственных вопросов с учетом разных физических свойств горных пород отдельных месторождений полезных ископаемых.

Список литературы

1. Баранов Е. Г. Пути интенсификации процессов отбойки, дробления и измельчения железных руд / Е. Г. Баранов // Горный журнал. – 1988. – № 5. – С. 40–42.
2. Дядечкин Н. И. Взрывное разрушение сильно обводненных породных массивов на Ингулецком ГОКе / Н.И. Дядечкин, Г.В. Шиповский // Горный журнал. – 2009. – № 2. – С. 37–39.
3. Машуков В. И. Действие взрыва на окружающую среду и способы управления им / В.И. Машуков. – М.: Недра, 1976. – 248 с.
4. Шиповский Г. В. Выбор технологии и оптимизация параметров очистной выемки мощных наклонных залежей крепких руд: дис. ... канд. техн. наук / Шиповский Геннадий Владимирович. – Кривой Рог: НИГРИ, 1986. – 218 с.
5. Методика расчета параметров буровзрывных работ при массовых взрывах в карьерах / [Кононов И. П., Комир В. М., Кудин В. В. и др.]. – Кривой Рог: НИГРИ, 1985. – 18 с.
6. Музика І.О. Інформаційна технологія підтримки рішень для автоматизованого керування буровибуховими роботами з мінімізацією енерговитрат: дис. ... канд. техн. наук: 05.13.06 / Музика Іван Олегович. – Кривий Ріг, 2012. – 172 с.

Рукопись поступила в редакцию 19.03.13
УДК 504.6: 622.73

В.Д. АФАНАСЬЄВ, канд. техн. наук, Н.А. РАЧЕНКО,
НДІБПГ ДВНЗ «Криворізький національний університет»,
А.Р. АРУТЮНЯН, канд. техн. наук, доц., ДВНЗ «Криворізький національний університет»

КОМПЛЕКСНА ОЦІНКА ФАКТОРІВ ВИРОБНИЧОГО СЕРЕДОВИЩА НА РОБОЧИХ МІСЦЯХ

Наведено дані оцінки умов праці від дії багатofакторних складових показників: шуму, вібрації, пилу та інших шкідливих факторів на робочих місцях.

Проблема та її зв'язок з практичними завданнями. Зростання під час підвищення інтенсивності переробки гірничої сировини призводить до використання більш потужних машин і обладнання та супроводжується виділенням шкідливих речовин та випромінювання шкідливої енергії. Все це призводить до зростання професійних захворювань, вимагає збільшення матеріальних та фінансових затрат на часткову компенсацію втрати здоров'я працівників та регресні виплати.

Розроблення стратегії ефективного використання засобів та коштів на вирішення соціальних проблем вимагає науково-обґрунтованого вибору першочергових завдань розробки засобів захисту працівників. Вибір таких рішень пов'язаний з прогнозуванням умов праці на робочих