

Третий вариант камерной технологии может применяться для выемки низкосортных руд при мощности рудного тела более 8 м. Его отличительная особенность – размещение транспортных выработок в лежачем боку залежи и выпуск отбитой рудной массы через дучки на поэтажные штреки (рис. 4). Как и в предыдущих вариантах, последние располагаются в разгруженной от опорного давления зоне.

Общий порядок отработки блока следующий. Вначале над местом расположения полевого восстающего, служащего для доставки рудной массы до откаточного горизонта, на всю мощность рудного тела отрабатывается и заполняется твердеющей закладкой рудная полоса шириной 15–20 м. Это позволяет снизить до минимума напряжения в месте расположения полевого восстающего. Затем после проведения в лежачем боку указанного восстающего производится выемка руды в камерах-секциях.

Очистные работы в каждой из них начинаются с заглубления поэтажного штрека в лежачий бок, проходки до контакта с породами висячего бока залежи отрезного восстающего и создания отрезной щели.

Руда отбивается веерами скважин, пробуренных из поэтажного штрека через породы лежачего бока.

Рудная масса в пределах камеры доставляется силой взрыва до рудовыпускной дучки, откуда перегружается и с помощью малогабаритной техники транспортируется до полевого восстающего.

После полной отработки камера-секция закладывается из закладочного штрека, который формируется на контакте с висячим боком путём недозакладки верхней части камеры.

Основные технико-экономические показатели вариантов отработки удароопасных участков месторождений

Вариант	Производительность труда забойного рабочего, м ³ /чел.-смену	Потери	Разубоживание
		%	
Первый	6,0–6,5	6–7	4,5–5,0
Второй	10,0–12,5	2–5	7,0–9,5
Третий	9,0–13,0	8–9	5,0–6,5

Расчётные технико-экономические показатели рассмотренных вариантов сплошной «каскадной» камерной выемки подтвердили их конкурентоспособность с аналогичными показателями применяемых в настоящее время на шахтах объединения систем разработки (см. таблицу).

Достаточно высокое разубоживание руды в варианте, рассчитанном на мощность рудного тела от 4 до 8 м, объясняется попаданием в руду закладочного материала при просекании искусственного массива.

Главное преимущество предложенных вариантов – возможность вывода горнорабочих из потенциально опасной зоны. Кроме того, производство работ в не нарушенном проведении подготовительных выработок массиве позволяет устранить в конструктивных элементах системы разработки очаги с повышенной концентрацией напряжений и тем самым снизить удароопасность обрабатываемого рудного массива.

Применение разработанной технологии для отработки участков, опасных по горным ударам, значительно повысит безопасность очистных работ и обеспечит достаточно высокую производительность блока.

Библиографический список

1. Бронников Д.М., Замесов Н.Ф., Богланов Г.И. Разработка руд на больших глубинах. М.: Недра, 1982. 292 с.
2. Беркович В.М. и др. Рациональная технология отработки удароопасных полиметаллических месторождений: Итоги науки, техники, серия «Разработка месторождений твёрдых полезных ископаемых». Т. 59. М.: ВИНТИ, 1992.
3. А.с. 1501610. Способ разработки рудных месторождений / Беркович В.М. и др.
4. А.с. 1343942. Способ разработки рудных месторождений / Беркович В.М. и др.
5. Расчёт конструкций из мягких оболочек для создания подземных горных выработок в закладочном массиве / Бронников Д. М. и др. // Горный журнал. 1987. № 10.

УДК 663.634.82:622.73

Шадрунова И.В., Кутлубаев И.М., Колодежная Е.В.

АНАЛИЗ СИЛОВОГО ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ ПРИ РАЗРУШЕНИИ ПОРОДЫ В ДРОБИЛКАХ УДАРНОГО ДЕЙСТВИЯ

Одной из основных задач процессов подготовки руд к обогащению является обеспечение максимально возможной степени селективности рас-

крытия рудных минералов, освобождение их от минералов пустой породы. Этой основной цели подчинены современные направления развития

процессов дробления-измельчения рудного сырья.

Рудоподготовка является наиболее дорогостоящим и энергоемким процессом в общей схеме обогащения (капитальные затраты достигают 50%, эксплуатационные – 60% от суммы всех затрат, расход электроэнергии составляет 40–65% от общего расхода). Эффективность дезинтеграции в значительной степени зависит от селективности процесса, применения рационального оборудования и оптимального режима его работы.

Актуальность совершенствования рудоподготовки диктуется изменением характера рудной базы отрасли: во всех рудах продолжает снижаться исходное содержание металлов, вовлекаются в переработку новые, ранее не используемые виды сырья с тонкой вкрапленностью полезных компонентов. В связи с этим перспективы развития агрегатов для подготовки сырья связаны, главным образом, с созданием и применением технологий переработки полезных ископаемых, обеспечивающих комплексное извлечение и утилизацию отходов [1].

Основными направлениями развития технологий дробления и измельчения являются снижение крупности продуктов дробления путем совершенствования конструктивных и кинематических параметров дробилок, повышение производительности существующих агрегатов.

Эффективность процесса дробления предусматривает получение максимально большей вновь образованной поверхности на единицу затраченной энергии. При этом для эффективного процесса обогащения необходимо обеспечить высвобождение минералов из сростков при минимальной вновь образованной поверхности, то есть без переизмельчения.

Для селективного раскрытия минералов необходимо минимизировать нагрузки, прилагаемые к измельчаемому материалу. Избыточное нагружение приводит к переизмельчению ценного компонента руд и, как результат, к переводу его в шламы, не поддающиеся обогащению. В основе расчета всех машин, в том числе и для дробления породы, лежит создание необходимой технологической нагрузки. Определяющим фактором при разрушении породы на более мелкие фракции является не только величина, но и схема приложения нагрузки. При этом наибольший эффект достигается при схеме, обеспечивающей создание наиболее эффективных внутренних напряжений, т.е. создание такой совокупности нормальных и касательных напряжений, которая наиболее действенна при данном строении и состоянии породы.

В настоящее время для дезинтеграции применяются в основном щековые, валковые и ро-

торные дробилки. Данные агрегаты имеют низкую селективность при высоких энергозатратах. Расчет конструктивных параметров таких дробилок базируется на создании в породе внутренних напряжений, для определения которых используется схема нагружения, представленная на **рис. 1, а**. При таком нагружении предполагается что, внутри тела возникают только нормальные напряжения, вызванные сжатием. Разрушение следует ожидать лишь в зоне, лежащей вблизи прямой, соединяющей силы F и R .

В общем случае частица руды может быть разрушена в результате воздействия на нее усилий или их комбинаций, обеспечивающих: сжатие, растяжение, раскалывание, сдвиг.

В соответствии с принятой классификацией, по способу приложения нагрузки к породе, выделяется группа «ударные» [2]. В настоящее время расчет внутренних напряжений в породе, разрушаемой на аппаратах, относящихся к этой группе, основывается на той же схеме силового взаимодействия породе – инструмент, что и в щековых дробилках (см. **рис. 1, а**). Однако в отличие от щековых дробилок, где активным элементом является инструмент, в дробилках ударного действия силовые взаимодействия обусловлены торможением породы на инструменте. В этом случае внешними силами, обеспечивающими разрушение, являются силы $F_i^{ин}$ инерции, возникающие в породе при резкой остановке на поверхности камеры дробления. Силы инерции, приложенные к выделенным фрагментам, определяется по формуле

$$F_i^{ин} = V_i \cdot \rho_i \cdot a_{осм},$$

где V_i – объем фрагмента, m^3 ; ρ_i – плотность, $кг/м^3$; $a_{осм}$ – ускорение при торможении, $м/с^2$.

Схема нагружения, соответствующая ударным дробилкам, представлена на **рис. 1, б**. При составлении схемы нагружения использовались следующие положения:

1. Руда представляется в виде совокупности различных фрагментов постоянного объема и плотности.

2. Внутри руды, при взаимодействии с инструментом, возникают силы инерции, приложенные в центре тяжести фрагментов.

3. Предельные напряжения внутри руды происходят по плоскостям концентрации напряжений, дефектов структуры и трещинам.

В соответствии с принятой моделью в теле возникают как нормальные напряжения, обусловленные сжатием $\sigma_{сж}$, так и нормальные напряжения, вызванные изгибом $\sigma_{из}$. При этом интенсив-

ность последних может превышать $\sigma_{сжс}$. Зона действия напряжений значительно расширяется. Следовательно, вероятность разрушения по трещинам, находящимся в зоне действия сил, повышается. Данное обстоятельство, при прочих равных условиях, позволяет обеспечить разрушение породы при более низких значениях ускорений, а следовательно, и меньших энергетических затратах.

Предложенную методику использовали для расчета условий, необходимых для разрушения шлаков черной металлургии, представляющего собой образец техногенного сырья. Шлаки – это сложные сплавы компонентов, находящихся в состоянии ионной диссоциации. В процессе шлакообразования происходит запутывание мельчайших капелек металла или штейна в шлаковой структуре. После затвердевания шлак представляет собой камень или стекловидное тело. Переработка твердых шлаков реализуется, как правило, в холодном состоянии за счет механического воздействия, включающего поэтапное дробление шлака на аппаратах, работающих на принципах сжатия и сдвига (щековые и валковые дробилки). Однако при этом не обеспечивается полнота извлечения металлов из шлаков из-за недостаточного раскрытия сростков минеральных фаз, переизмельчения.

С целью повышения качества подготовки шлаков к дальнейшей переработке целесообразно использовать инерционные дробилки.

Для определения условий нагружения и расчета внутренних напряжений было выполнено предварительное изучение шлаков доменного, мартеновского и конверторного производств ОАО ММК. Были определены соотношения морфометрических параметров:

- размеры металлических включений находятся в пределах от 50 до 100 мкм, а неметаллических – от 500 мкм до нескольких миллиметров. Содержание металла в шлаке 23–25%, в том числе в виде металлических корольков 10–15%;

- круглый фактор формы металлических включений составляет 0,68...0,87, а неметаллических включений –

0,34...0,51 с вероятностью частоты обнаружения до 90%.

Плотность металла и шлаковой составляющей кусков шлака значительно отличается и имеет значения для металла 7,7–7,9 г/см³, для шлаковой составляющей в среднем 3,3 г/см³.

Среднее значение микротвердости металлических включений составило 1282 МПа; а неметаллических включений – 4743 МПа для темного компонента и 5123 МПа для светлого компонента. Ударная вязкость образца шлака 37,5 Дж/см², железа (сталь 3) – 138 Дж/см². Что свидетельствует о различном сопротивлении удару основных компонентов шлака. Такое строение кусков шлака позволяет применить к анализу силового взаимодействия при разрушении на дробилках центробежно-ударного действия предложенную схему (см. рис. 1, б).

Представленная на рис. 2, б дискретизация области, положенная в основу схемы расчета, позволяет определить напряжения и деформации, а следовательно, и ускорения, необходимые для разрушения куска материала [3].

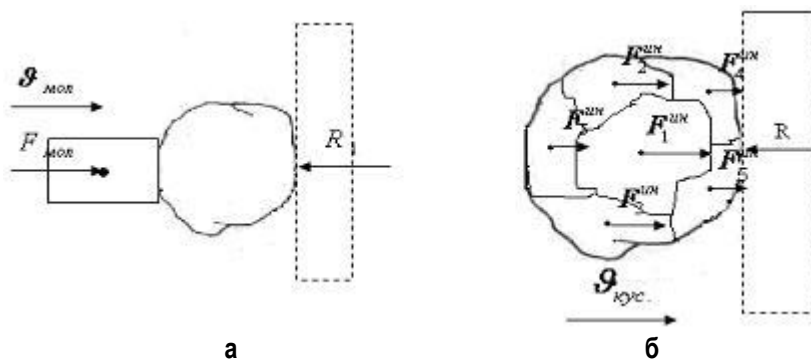


Рис. 1. Схема расчета соответствующая инерционным дробилкам:

$F_i^{ин}$ – векторы силы и инерции отдельных зерен куска материала;
 $F_{мол}$ – вектор силы, с которой молоток действует на кусок;
 $G_{мол}$ – скорость движения молотка; $G_{кус}$ – скорость движения куска до удара; R – реакция опоры

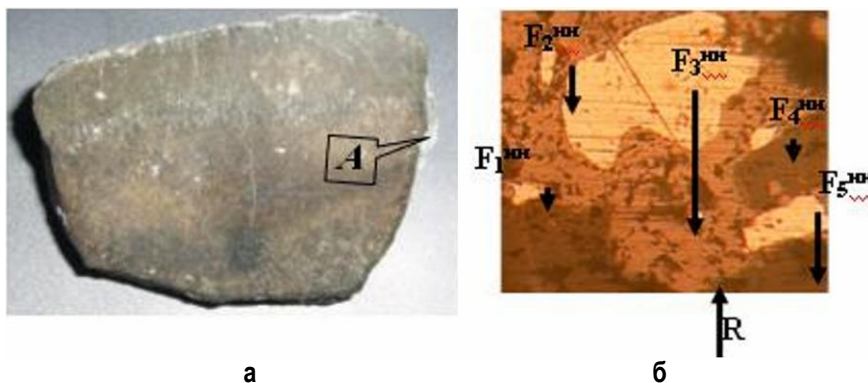


Рис. 2. Кусок шлака, поступающий на дробление (а) и фрагмент области А при 200-кратном увеличении (б)

Для расчета внутренних напряжений был использован метод конечных элементов, реализованный в программном комплексе FEM. Данная программа позволяет проводить дискретизацию области деформирования; задавать упругие и прочностные свойства элементов, граничные и начальные условия решаемой задачи и собственно решения задачи. Результаты расчетов могут быть визуализированы.

В основе расчета лежит разделение сплошной среды на отдельные равные конечные элементы, имеющие форму квадратичных четырехугольников. Впоследствии производится объединение рядом стоящих элементов с совпадающими свойствами в моноблоки – зерна. Для расчета необходимо описание фрагмента, включающее: модуль деформации (МПа), коэффициент Пуассона, плотность среды (т/м^3), начальный угол внутреннего трения (град), начальное сцепление (МПа), начальная прочность на растяжение (МПа.), а также остаточные прочностные характеристики (угол трения и сцепление, прочность на растяжение), минимально возможный модуль деформации этой среды и число 1, обозначающее

этот тип сред. Всего 11 параметров.

Сила инерции обусловлена величиной ускорения $a_{осм}$ и массой зерен. Напряжения, возникающие на границах зерен, зависят от постоянных характеристик, представленных в описании зерен. Программа позволяет определять предельные напряжения, при которых происходит разрушение по границам зерен в зависимости от характеристики структуры шлака и ускорение торможения. Варьируя величину $a_{осм}$, определялось ее значение, при котором действующие напряжения превышают предельные на границах фрагментов. По значению $a_{осм}$ на основе стандартной методики определяются геометрические и силовые параметры ударной дробилки.

Предложенная методика построения схемы нагружения с учетом распределенного характера инерционных нагрузок и определения необходимых ускорений позволяет более адекватно представлять физику силового взаимодействия и определять параметры инерционных дробилок рациональным образом.

Библиографический список

1. Результаты фундаментальных и прикладных исследований по разработке методик технологической оценки руд металлов и промышленных минералов на ранних стадиях геологоразведочных работ // Материалы I Российского семинара по технологической минералогии. Петрозаводск, 2006.
2. Абрамов А. А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых. Т. 1. Обогачительные процессы и аппараты: Учебник для вузов. М.: МГГУ, 2001. 117.
3. Норри Д., де Фриз Ж. Введение в метод конечных элементов: Пер с англ. М.: Мир, 1981. 255 с.

УДК 622.794.22

Кутлубаев И.М., Садыков В.Х., Третьяк Б.А., Усов И.Г.

АНАЛИЗ ВЛИЯНИЯ РЕЖИМА ОТДУВКИ НА ВЛАЖНОСТЬ ОСАДКА ПРИ ОБЕЗВОЖИВАНИИ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ НА ДИСКОВЫХ ВАКУУМ-ФИЛЬТРАХ

Рыночные условия существования предприятий, условия жесткой конкуренции обострили проблему повышения качества обезвоживания железорудных концентратов и экономичности процесса. Активно используемое в настоящее время оборудование по обезвоживанию пульпы не удовлетворяет требованиям металлургического передела. Это обусловлено, в частности, ростом требований к качеству концентрата по содержанию полезного компонента, что влечет увеличение тонины помола руды. В процесс обогащения вовлекаются концентраты с более развитой удельной поверхностью (более $220 \text{ м}^2/\text{кг}$).

Эффективность обезвоживания ограничена техническими возможностями существующего основного оборудования – вакуумных фильтров, что определяет переход на новые типы аппаратов обезвоживания. Однако связанные с этим значительные капитальные затраты и желание эффективно использовать развитую систему дисковых вакуум-фильтров (ДВФ) определило необходимость их дальнейшего совершенствования [1].

Реализация теоретических и практических исследований в современных дисковых вакуум-фильтрах обеспечило снижение влажности осадка при его наборе до 8,5–9% [1, 2]. Однако экспери-