Записки Ленинградского ордена Ленина, ордена Октябрьской Революции и ордена Трудового Красного Знамени горного института им. Г. В. Плеханова, т. LXVII, вып. 1, 1975 г.

ОСНОВЫ МЕТОДА ОПТИМИЗАЦИИ ПАРАМЕТРОВ СИСТЕМЫ ЭТАЖНОГО ПРИНУДИТЕЛЬНОГО ОБРУШЕНИЯ

Доктор техн. наук *Н. З. Галаев*
(Ленинградский горный ин-т)

Система этажного принудительного обрушения широко применяется при разработке мощных, обширных по площади месторождений. Представляя собою сложный комплекс взаимно влияющих и обуславливающих друг друга параметров и процессов, при их соответствии горногеологическим и горнотехническим условиям, эта система обеспечивает высокую производительность труда и низкую себестоимость добычи руды.

За время применения системы, начиная с 1936—1938 гг., способы отбойки, выпуска и доставки руды значительно изменились: минные заряды заменили глубокие скважины; грохотную схему доставки почти повсеместно вытеснила скреперная; на многих рудниках для погрузки руды стали применяться вибропитатели; на смену двухстадийной выемке пришла одностадийная; значительно улучшились технико-экономические показатели. Большая работа проделана по совершенствованию методов управления горным давлением, так как разработка месторождений в крепких трещиноватых неустойчивых породах, как правило, связана с проявлениями горного давления даже на сравнительно небольших глубинах.

Системы разработки на действующих предприятиях обычно совершенствуются за счет улучшения показателей отдельных технологических процессов без достаточного учета взаимосвязи параметров, зачастую без определения эффективности работ в целом по системе. Определение оптимальных параметров отдельного процесса обычно отождествляют с оптимизацией системы в целом, что нельзя признать правильным из-за противоречивых требований, предъявляемых к параметрам со стороны различных процессов (таблица).

Особенно сложно прогнозировать оптимальные параметры при переходе на нижележащие горизонты в условиях повышенного горного давления, так как несоблюдение порядка выемки месторождений, малая интенсивность работ, игнорирование закономерностей обрушения пород и распределения опорного давления вызывают значительные потери руды, создают неблагоприятные ситуации при отработке месторождений. Метод аналогии, широко применяющийся при выборе основных параметров, не учитывает всю сложность их взаимного влияния; он дает лишь приблизительные значения и намечает перспективы дальнейшего совершенствования.

Схема влияния технологических процессов на параметры системы разработки

Процесс	Значения параметров, обеспечивающих минимальные затраты по процессам			
	Высота подэтажа	Ширина секции	Расстояние между выпускными отверстиями	Размеры выпускного отверстия
Подготовительно-нарезные работы	→ max	→ max	→ max	→ min
Отбойка руды	→ min[1]	$f(h_{под}, l_{скв})$[3]	—	→ max
Выпуск и доставка руды	→ min[2]	$f(M)$[4]	→ min	→ max
Управление горным давлением	→ min	$f(l_{обр})$[5]	→ max	→ min

[1] Обусловлено возрастанием затрат на бурение и заряжание с увеличением глубины скважин.
[2] Диктуется требованиями улучшения дробления руды.
[3] $h_{под}$ — высота подэтажа, $l_{скв}$ — длина скважины.
[4] M — объем массового взрыва.
[5] $l_{обр}$ — шаг обрушения пород.

Убедительные результаты получаются лишь при комплексном подходе к решению задачи оптимизации с использованием данных прошлого опыта, физического моделирования процессов, производственных наблюдений и аналитических расчетов. Развитие вычислительной техники и экономико-математического моделирования создало предпосылки для разработки метода выбора оптимальных параметров системы, при котором исходные данные, полученные в результате системного анализа и включающие большое число переменных, являются основой более объективного подхода при установлении оптимального сочетания параметров как на действующем предприятии, так и на стадии проектирования.

В качестве оптимизируемых параметров системы этажного принудительного обрушения следует принимать ширину B и длину L блока, высоту подэтажа $h_{под}$, расстояние между выпускными отверстиями m, площадь (размеры) выпускных отверстий s, ширину одновременно отбиваемых секций b и др. В основу определения этих параметров должны быть положены требования правил безопасного ведения работ, максимального извлечения полезного ископаемого, минимальной себестоимости добываемой продукции.

Как показывает практика применения системы этажного принудительного обрушения, на подготовительно-нарезные работы приходится 30—50% общих (трудовых и денежных) затрат, на выпуск и доставку — 20—40%, на отбойку, подготовку и проведение массовых взрывов — 10—30%. Поэтому оптимизация параметров системы разработки связана с повышением эффективности отбойки и улучшением дробления руды; применением высокопроизводительных и безопасных средств выпуска и доставки; изысканием надежных методов управления горным давлением, обеспечивающих устойчивость рудного массива и своевременное обрушение налегающих пород; улучшением конструкции системы; повышением интенсивности и концентрации работ.

Систему разработки можно представить в виде объекта управления, находящегося под воздействием входных (горногеологические факторы и требования правил безопасности), регулирующих (конструкция системы, производительность работ, организационные факторы) и случайных (стохастических) параметров. Выходные параметры пред-

ставляют собою качественные и количественные характеристики добываемого полезного ископаемого, а также технико-экономические показатели (производительность, трудоемкость, себестоимость или суммарные приведенные затраты и т. д.).

В качестве критерия оптимальности при решении задач оптимизации принимают себестоимость продукции, производительность труда, приведенные затраты, трудоемкость, прибыль, рентабельность и др.

Согласно «Типовой методике определения экономической эффективности капитальных вложений»*, разработанной АН СССР, основным критерием оптимальности при проектировании горнорудных предприятий следует считать приведенные затраты. Действительно, при решении задач комплексной оптимизации количественных и качественных характеристик предприятия, связанных с оценкой капиталовложений, этот критерий наиболее приемлем. Если же оптимизируемые параметры в основном изменяют эксплуатационные расходы и совсем не влияют (или влияют незначительно) на размер капитальных затрат, то в качестве критерия допустимо принимать себестоимость.

В условиях действующего рудника, когда способ вскрытия не изменяется, а требования к качеству руды заданы принятой схемой обогащения, совершенствование системы разработки имеет целью не только изыскание более эффективных средств отбойки, выпуска и доставки руды, но и установление оптимальных технологических параметров. Если при замене бурового, доставочного или погрузочного оборудования удельные капитальные вложения на 1 $т$ добываемой руды почти не изменяются, то в формуле приведенных затрат $C+EK$ для сравниваемых вариантов системы разработки $EK=\text{const}$, и решение целевой функции по критерию себестоимости (вместо приведенных затрат) будет правомерным.

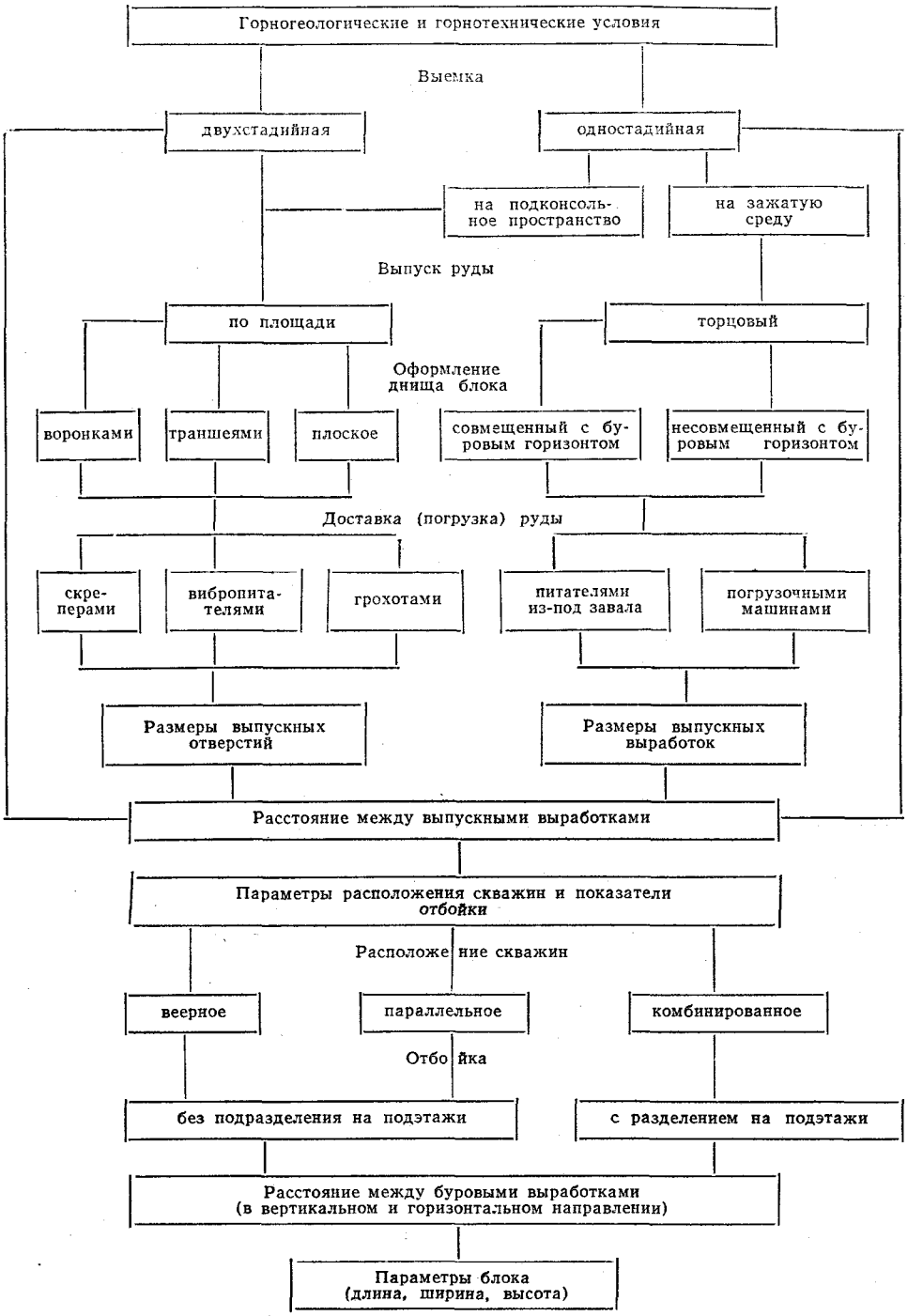
Подобная точка зрения высказывается в работах А. М. Курносова, М. И. Устинова и И. П. Набродова, В. К. Долинина и др. [3, 4, 6]. Критерий себестоимости принимается Н. Г. Дубыниным и В. Ф. Храмцовым [2] при определении полноты извлечения руды и расстояния между выпускными выработками. Е. П. Рябченко и Б. Г. Трегубовым [5] при установлении рациональных параметров буровзрывных работ.

Как было сказано выше, удельный вес затрат по отдельным процессам в участковой себестоимости (франко-люк откаточного горизонта) при различных вариантах систем обычно колеблется в пределах 20—50% от суммы общих затрат на добычу, и поэтому эти затраты играют решающую роль в формировании себестоимости 1 $т$ руды по очистным работам (или по системе разработки). Однако при выборе оптимальных параметров системы разработки эти затраты нельзя считать достаточными, если не учитывать ущерба от потерь руды.

Исходя из этого, при определении параметров системы разработки, в качестве критерия оптимальности можно принимать участковую себестоимость 1 $т$ руды с учетом ущерба от потерь при заданном качестве руды (или требуемой кондиции на содержание полезного компонента).

Выявление взаимосвязи и взаимообусловленности параметров системы и показателей технологических процессов, а также выражение затрат через оптимизируемые параметры является одной из наиболее сложных и трудоемких задач вследствие многообразия причин и следствий того или иного явления. Поэтому при установлении исходных данных важно выделить главнейшие связи. Взаимосвязь изменяемых параметров систем этажного принудительного обрушения можно представить структурной схемой (рисунок).

* Типовая методика определения экономической эффективности капитальных вложений. Экономика, 1969.



Структурная схема взаимосвязи параметров системы этажного принудительного обрушения

Функционирование системы разработки рассматривается при соблюдении ограничений по безопасности работ, условиям горного давления (для этого перед решением задачи оптимизации необходимо определить допустимые размеры камер и целиков, устойчивое состояние рудного массива и пройденных в нем выпускных, буровых и других выработок, установить закономерности обрушения пород и распределения опорного давления); по условиям бурения и взрывания (максимально допустимая длина скважин, целесообразный по безопасности, техническим и экономическим условиям объем массового взрыва, технические возможности оборудования для заряжания скважин и др.); по требованиям к качеству дробления руды; транспортным возможностям откаточных выработок.

Разработка и реализация экономико-математической модели включает пять этапов.

Первый этап. Постановка задачи. Выбор и анализ в общем виде приемлемых вариантов системы, средств механизации и порядка ведения горных работ без особой детализации.

Второй этап. Детальный анализ производственной системы и отдельных звеньев технологического процесса, выбранных на первом этапе, при котором устанавливаются все определяющие факторы и параметры, мера их взаимодействия, конкретные значения варьируемых параметров, наиболее существенные ограничения и критерии оценки решений.

Третий этап. Детальное математическое описание задачи — составление экономико-математической модели, разработка алгоритма решения. При этом целевая функция, система ограничений и промежуточные зависимости записываются в функции от различных параметров, участвующих в решении задачи.

Четвертый этап. Составление программы и решение задачи на ЭВМ.

Пятый этап. Обработка результатов расчета и выдача рекомендаций.

На первом этапе важно конкретно разработать для приемлемых вариантов системы структурную схему, представленную параметрами, факторами и конструктивными элементами системы в зависимости от условий выпуска, отбойки руды и порядка ведения горных работ.

В качестве частных критериев оптимальности при выборе параметров системы разработки могут служить: производительность оптимизируемой технологической единицы (блока, участка, рудника), уровень извлечения руды, объем одновременно взрываемой руды, устойчивость элементов блока. Поэтому перед решением технико-экономической задачи следует проверить параметры, способы и условия отбойки, выпуска и доставки руды, а также методы управления горным давлением на соответствие заданным частным критериям.

Производительность блока можно определить из выражения

$$P_{бл} = \frac{P_{д.м} T n N_{д.м} N}{f_з}, \quad т/год,$$

где $P_{д.м}$ — производительность доставочного механизма, $т$/смену; T — число рабочих дней в году; n — число смен в сутки; $N_{д.м}$ — число доставочных установок в одновременной работе (на одну откаточную выработку); N — число откаточных выработок в блоке, в которых имеются погрузочные точки; $f_з$ — коэффициент резерва на неравномерность работы.

Производительность доставочного механизма в смену, выраженная через показатели, характеризующие дробление руды (выход руды

на один фугас β (тонн) или один негабаритный кусок ξ (тонн), с учетом времени на дробление $t_{др}$ (минут) и фугасирование $t_ф$ (минут) и минутной производительности механизма $P'_{дм}$ (тонн в минуту) можно определить по формуле

$$P_{д.м} = \frac{t\,\eta\,\beta\,\xi\,P'_{д.м}}{\beta\,\xi + \xi\,t_ф\,P_{д.м} + \beta t_{др}\,P'_{д.м}},$$

где t — время смены, *мин*; η — коэффициент использования оборудования при доставке (погрузке).

Подобная методика определения сменной производительности скреперных установок применялась на подземных рудниках комбината «Апатит» [1].

Производительность блока лимитируется пропускной способностью выработки, на которой осуществляется погрузка в транспортные средства. Поэтому ограничение по производительности можно записать

$$P_{регл} \leqslant P_{бл} \leqslant P_0 N N_н,$$

где $P_{регл}$ — заданная производительность блока; P_0 — производительность откаточной выработки (орта); $N_н$ — коэффициент одновременности работы откаточных выработок.

Извлечение руды при заданной производительности и требуемом качестве определяется параметрами днища блока (расстоянием между выпускными выработками, размерами их сечения, конструктивным сформлением, свойствами руды). Известно, что извлечение возрастает с увеличением коэффициента разрыхления отбитой руды, высоты рудного слоя и уменьшением расстояния между выпускными отверстиями. Поэтому, зная конкретные условия отработки, необходимо определить объем руды в гребнях, остающихся на безвороночных площадках на момент окончания выпуска.

При определении параметров блока ущерб от потерь руды в гребнях, отнесенный к 1 $т$ извлекаемых запасов, можно найти из выражения

$$C_{ущ.п} = C'_{ущ.п} \cdot \frac{П_{гр}}{U},$$

где $C'_{ущ.п}$ — сумма расходов, связанных с подготовительно-нарезными работами $C_{п.-н}$ и отбойкой руды $C_{отб}$, т. е. $C'_{ущ.п} = C_{п.-н} + C_{отб}$; $П_{гр}$ — коэффициент потерь; U — коэффициент извлечения руды.

Затраты на выпуск и доставку включают заработную плату рабочим, амортизационные отчисления, взрывчатые материалы для вторичного дробления руды, монтаж, демонтаж и ремонт оборудования, ущерб от «замораживания» средств в отбитых запасах.

Взаимосвязь процессов выпуска и доставки с отбойкой руды характеризуется: 1) расходом ВВ на вторичное дробление q_{II} в зависимости от расхода ВВ на отбойку q_I и расхода скважин на 1 $т$ руды ε; 2) расходом q_{II} в зависимости от размеров выпускного отверстия; 3) выходом негабарита от числе одновременно взрываемых рядов скважин и линии наименьшего сопротивления; 4) количеством руды на 1 фугас β и 1 негабаритный кусок ξ; 5) производительностью доставочного механизма $P_{д.м}$ в зависимости от q_{II}.

Общая зависимость удельного расхода ВВ на вторичное дробление от суммарного влияния q_I и ε определяется выражением

$$q_{II} = a_1 q_I^2 + a_2 q_I + \frac{a_3}{\varepsilon} + a_0,$$

зависимость расхода q_I от качества дробления и толщины отбиваемой секции x уравнением

$$q_I = \frac{d_1}{x} + d_2 x + \frac{d_3}{q_{II}} + d_0',$$

а производительность доставочного механизма $P_{д.м}$ от q_{II} зависимостью

$$P_{д.м} = \frac{b_1}{b_2 q_{II} + b_0},$$

где a_1, a_2, a_3, a_4, b_1, b_2, d_1, d_2, d_3 — эмпирические коэффициенты; a_0, d_0, b_0, b_1 — независимые величины.

Расходы на отбойку руды складываются из затрат на бурение и заряжание скважин, на взрывчатые вещества и средства взрывания, на подготовку и проведение массовых взрывов.

Затраты на буровые работы и заряжание зависят от параметров скважин и схем их расположения. Стоимость бурения 1 *м* скважины определяется с учетом свойств пород, производительности применяемого бурового оборудования $P_{ст}$, расположения и средней длины скважин. То есть для оценки стоимости бурения должны быть определены функциональные зависимости

$$C_{бур} = f(P_{ст}),\ P_{ст} = f(v),\ v = f(l_{скв}),$$

где v — скорость бурения.

Такие зависимости лучше всего устанавливать эмпирически для конкретных условий при оптимизации параметров на действующем предприятии, а при проектировании принимать по действующим нормативам.

При решении задач оптимизации параметров необходимо выполнять следующие ограничения:

по условиям выпуска руды:

а) устойчивость целика между выпускными отверстиями $m - d \geqslant a_ц$ или $m - \frac{s}{h} \geqslant a_ц$, где $a_ц$ — допустимая по условиям безопасности ширина целика; d, h — соответственно, ширина и высота выпускного отверстия;

б) максимальное извлечение при установленных требованиях на качество руды $U \geqslant U_{норм}$ ($U_{норм}$ — нормируемое извлечение);

в) свободное истечение руды из выпускных отверстий, т. е. $\frac{d}{d_{конд}} \geqslant 3 \div 5$ ($d_{конд}$ — средний диаметр кондиционного куска);

по условиям отбойки:

а) максимально возможная по условиям бурения длина скважин $l_{max} \leqslant l_{доп}$;

б) число одновременно взрываемых рядов скважин по результатам взрывания $n_р \leqslant \frac{M}{H_э\, b\, w\, \gamma}$ (M — рациональный объем взрыва; $H_э$ — высота этажа); w — линия наименьшего сопротивления, *м*; γ — объемный вес руды, *т/м*^{3};

в) качество дробления руды должно характеризоваться минимальным выходом негабаритных кусков.

Максимальная длина скважины выбирается в зависимости от технических возможностей бурового оборудования с учетом эффективности результатов буровых работ, причем должно учитываться снижение

скорости бурения с увеличением глубины скважин и отклонение их от заданного направления.

Объемы массовых взрывов влияют как на показатели отбойки, так и на эффективность системы разработки. Увеличение объема взрыва снижает удельную трудоемкость по подготовке к взрыву и восстановительным работам, уменьшает простои добычных участков, но образует излишние запасы маганизированной руды, что сокращает оборачиваемость средств и требует дополнительных затрат на поддержание днищ блоков в рабочем состоянии.

С увеличением толщины отбиваемых секций затрудняется работа последних рядов скважин. Это может стать причиной низкого качества дробления и даже отказов скважин. При различных объемах массового взрыва себестоимость отбойки 1 *т* руды изменяется, так как толщина отбиваемой секции обуславливает изменение расходов ВВ на первичное и вторичное дробление и соответствующих издержек на отбойку.

Рациональный объем массового взрыва должен обеспечивать не только безопасное проведение взрыва, но и наилучшие технико-экономические показатели. Размеры взрываемых секций в условиях повышенного горного давления должны соответствовать условиям обрушения налегающих пород, так как недостаточные размеры взрываемых площадей могут вызвать опасные зависания налегающих пород и деформации элементов блоков, а излишние отбитые площади потребуют дополнительных расходов на поддержание выпускных выработок. При определении экономически эффективных массовых взрывов необходимо учитывать издержки на отбойку, вторичное дробление, ущерб от «омертвления» средств, затраты на поддержание запасов в рабочем состоянии на основе научного управления запасами.

Оптимальный объем массового взрыва находится в пределах изменения рациональных объемов взрывов $M_{\min} \leqslant M \leqslant M_{\max}$. Пределы изменения объема массового взрыва должны определяться перед решением задачи оптимизации параметров системы, но лишь после установления пределов изменения входящих параметров.

При любом порядке выемки должно соблюдаться условие соответствия времени выпуска руды из ранее взорванной секции и отбойки (с учетом времени подготовки к проведению взрыва, восстановительных работ после массового взрыва и резервного).

Система этажного принудительного обрушения характеризуется большим разнообразием подготовительно-нарезных выработок, затраты на проведение которых составляют в среднем 30—50% от себестоимости руды. Наибольший объем выработок (60—70%) приходится на днище блока. Из выработок, располагаемых выше горизонта подсечки, 70—90% составляют буровые. От правильного выбора конструкции этих выработок и их параметров зависит не только безопасность работ, но и эффективность системы.

Оптимизация параметров подготовительно-нарезных работ возможна только при условии выполнения требований технологических процессов. Математическому описанию затрат на проведение выработок должно предшествовать конструирование системы в целом и уточнение отдельных ее деталей на основе логической взаимосвязи между элементами системы и учетом безопасности работ.

Желательно, чтобы суммарные эксплуатационные затраты включали расходы, удельный вес которых в себестоимости не менее 2—3%: зарплату, материалы, амортизацию, цеховые расходы, ремонт, монтаж и демонтаж оборудования, ущерб от потерь руды, ущерб от замораживания средств в отбитых запасах, возврат средств от попутной добычи. Расходы на энергию не учитываются, если в рассматриваемых вариантах они одинаковы

Стоимостные показатели могут приниматься на горнопроходческие работы — по действующим единичным расценкам; на поддержание горных выработок — по нормативам; на оборудование и материалы — по прейскурантам и стоимостным нормативам; затраты на содержание персонала — по условиям расстановки трудящихся и действующим нормативам для подсчета фондов зарплаты.

При решении задач оптимизации параметров системы на действующем руднике принимаются существующие схемы вскрытия и подготовки, в качестве средств механизации — наиболее производительные и совершенные из числа действующих или перспективные в будущем.

Общий вид целевой функции затрат на выпуск и доставку руды

$$C_{\text{в.-д}} = (C_{\text{з. п}} + C_{\text{а}} + C_{\text{ВМП}} + C_{\text{м.-д}} + C_{\text{р}} + C_{\text{ущ. п}} + C_{\text{ущ. з}}) \to \min,$$

где $C_{\text{з. п}}$ — заработная плата рабочих на 1 $т$ руды,

$$C_{\text{з. п}} = \frac{C_{\text{опер}} n_{\text{опер}} + C_{\text{взр}} n_{\text{взр}}}{n_{\text{д. м}} P_{\text{д. м}}}, \text{ руб./}т$$

($C_{\text{опер}}$ и $C_{\text{взр}}$ — тарифные ставки, соответственно, операторов и взрывников на доставочных механизмах; $n_{\text{опер}}$ и $n_{\text{взр}}$ — соответственно, число операторов на доставочных механизмах и взрывников; $n_{\text{д. м}}$ — число работающих доставочных механизмов);

$C_{\text{а}}$ — амортизационные затраты на используемые при выпуске и доставке механизмы,

$$C_{\text{а}} = \frac{AC_{\text{д. м}} N_{\text{д. м}}}{P_{\text{бл}}}$$

(A — норма амортизационных отчислений; $C_{\text{д. м}}$ — стоимость одной доставочной установки);

$C_{\text{ВМП}}$ — затраты на ВМ при вторичном дроблении,

$$C_{\text{ВМП}} = C'_{\text{ВМП}} q_{\text{П}}, \text{ руб./}т$$

($C'_{\text{ВМП}}$ — стоимость ВМ на вторичном дроблении, отнесенная к 1 $кг$ ВВ);

$C_{\text{ущ. з}}$ — ущерб от «замораживания» средств в отбитых запасах,

$$C_{\text{ущ. з}} = C'_{\text{ущ. з}} P_{\text{бл}} \eta_{\text{н}},$$

$$C'_{\text{ущ. з}} = \frac{C_{\text{отб}}}{C_{\text{п}}} \cdot П$$

($C_{\text{п}}$ — полная себестоимость добычи руды, руб./$т$; $П$ — прибыль от реализации 1 $т$ руды, руб./$т$·год; $\eta_{\text{н}}$ — норма обеспеченности действующего рудника готовыми к выемке запасами (в долях года) изменяется от 0,25 до 1,0);

$C_{\text{м. д}}$, $C_{\text{р}}$ — затраты на монтаж-демонтаж и ремонт оборудования.

Затраты на отбойку руды

$$C_{\text{отб}} = (C_{\text{бур}} + C_{\text{зар}} + C_{\text{ВМ}}) \to \min,$$

где

$$C_{\text{бур}} = \frac{C'_{\text{бур}} \Sigma l_{\text{скв}}}{b h_{\text{под}} w \gamma \dfrac{U}{1-r}}; \quad C_{\text{зар}} = \frac{C'_{\text{зар}} q K_{\text{зар}} \Sigma l_{\text{скв}}}{P_{\text{зар}} b h_{\text{под}} w \gamma \dfrac{U'}{1-r}};$$

$$C_{\text{ВМ}} = \frac{C'_{\text{ВМ}} q K_{\text{зар}} \Sigma l_{\text{скв}}}{b h_{\text{под}} w \dfrac{U}{1-r}}$$

($C'_{бур}$ — стоимость бурения 1 *м* скважины, руб./*м*; $C'_{зар}$ — затраты на заряжание, руб./чел.-смен; q — количество ВВ на 1 *м* скважины, *кг*/*м*; $K_{зар}$ — коэффициент заряжания; $P_{зар}$ — производительность механического зарядчика, *кг*/смену; w — линия наименьшего сопротивления, *м*; γ — объемный вес руды, *т*/*м*^{3}; U, r — извлечение и разубоживание руды; $C'_{ВМ}$ — стоимость ВМ с учетом доставки, отнесенная к 1 *кг* ВВ, расходуемого на отбойку, руб./*кг*).

Затраты на буровые работы и заряжание зависят от параметров скважин и схем расположения. Длина скважин при веерном расположении в 1/4 веера

$$\Sigma l_{скв} = \frac{b\,h_{под}}{a} + \frac{b}{2} + h_{под} - \sqrt{\frac{b^2}{4} + h^2_{под}}$$

и параллельном

$$\Sigma l_{скв} = h_{под}\left(\frac{b}{a} + 1\right),$$

где b — ширина отбиваемой секции, *м*; $h_{под}$ — высота подэтажа, *м*; a — расстояние между скважинами в ряду или между концами их при веерном расположении, *м*.

Длина максимальной (диагональной) скважины при веерном расположении

$$l_{max} = \sqrt{\frac{b^2}{4} + h^2_{под}}.$$

Затраты на подготовительно-нарезные работы в общем виде могут быть представлены целевой функцией

$$C_{п.-н} = \left[\frac{\sum_{i=1}^{n} Q_i C_i + \sum_{j=1}^{m} Q_j C_j - C'_{возвр}\left(\sum_{i=1}^{n} Q_i + \sum_{j=1}^{m} Q_j\right)}{L}\right] \to \min,$$

где $\sum_{i=1}^{n} Q_i$, $\sum_{j=1}^{m} Q_j$ — суммарные объемы выработок, соответственно, ниже и выше горизонта подсечки; C_i, C_j — стоимости проведения выработок, соответственно, ниже и выше горизонта подсечки; $C'_{возвр}$ — стоимость попутной добычи 1 *т* руды; Z — извлекаемые запасы руды,

$$Z = H_э B L \gamma \frac{U}{1 - r}.$$

Общая постановка задачи при оптимизации параметров системы разработки заключается в нахождении минимума целевой функции

$$C = C_{п.-н} + C_{отб} + C_{в.-д} \to \min$$

при следующих значениях:

а) оптимизируемых параметров

$L_{min} \leqslant L \leqslant L_{max}$;

$B_{min} \leqslant B \leqslant B_{max}$;

$b_{min} \leqslant b \leqslant b_{max}$;

$h_{под_{min}} \leqslant h_{под} \leqslant h_{под_{max}}$;

$m_{min} \leqslant m \leqslant m_{max}$;

$s_{min} \leqslant s \leqslant s_{max}$;

$N_{min} \leqslant N \leqslant N_{max}$;

б) функциональных зависимостей

$Z = f(H_э, B, L, U, r)$; $q_{II} = f(q_I, \varepsilon)$; $q_{II} = f(s)$;

$P_{бл} = f(P_{д.м}, N)$; $q_I = f(d_{скв}, \Delta, K_{зар}, m_{сбл})$[1];

$P_{д.м} = f(\beta_1, \xi, P'_{д.м})$; $l_{скв} = f(h_{под}, b, a)$;

$\beta = f(s)$; $\xi = f(s)$; $N = f(L, m)$;

$h_{д.н} = f(m)$; $П_{гр} = f(m, d, \rho)$[2];

в) ограничений

по производительности откаточных выработок $P_{отк} \leqslant P_{откдоп}$;

по числу одновременно взрываемых рядов скважин $n_р \leqslant n_{рдоп}$ или объему массового взрыва $M \leqslant M_{доп}$;

по максимально допустимой длине скважины $l_{max} \leqslant l_{доп}$;

по устойчивости целиков на откаточном горизонте $a_ц \geqslant a_{цдоп}$;

по соответствию ширины блока шагу обрушения $b = l_{обр}$;

по соответствию времени выпуска и отбойки.

ЛИТЕРАТУРА

1. Гущин В. В. и др. Совершенствование системы подземной разработки. Мурманск. книжн. изд-во, 1965.

2. Дубынин Н. Г., Храмцов В. Ф. Управление выпуском руды при подземной разработке. Изд. ИГД Сиб. отд. АН СССР, 1970.

3. Курносов А. М. Общие принципы экономико-математического моделирования при решении проектных задач. Изд. ИГД, 1966.

4. Курносов А. М. и др. Выбор способа подготовки шахтного поля с помощью электронно-вычислительных машин. Недра, 1969.

5. Рябченко Е. П., Трегубов Б. Е. Определение рациональных параметров буровзрывных работ с применением электронно-вычислительной машины. Черметинформация, сер. 2, 1966, № 6.

6. Устинов М. И., Набродов И. П. Алгоритмизация и программирование задач оптимизации параметров угольных шахт. Недра, 1971.

---

[1] Δ — плотность заряжания; $m_{сбл}$ — коэффициент сближения.

[2] ρ — угол внутреннего трения.