© Г.В. Сабянин, 2014

УДК 622.502

Г.В. Сабянин

ГЕОЭКОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ ЖИЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Дано описание новой геотехнологии разработки тонких пологих и наклонных жил и способ разделения руды и породы при проведении горных выработок по тонким жилам и их отработке, позволяющие снизить экологические последствия для окружающей среды при подземной разработке жильных месторождений.

Ключевые слова: геотехнология, подземная разработка, тонкие жилы, разделение, руда, порода, экологические последствия.

Месторождения жильного типа, являются, пожалуй, одними из самых сложных для разработки геологических объектов, и имеют целый ряд особенностей, которые накладывают отпечаток не только на принятие технических и технологических решений, но и на экологические последствия их промышленного освоения. Среди этих особенностей наиболее существенны:

1. географическое расположение и многочисленность месторождений;
2. малый масштаб единичного месторождения;
3. высокое качество и сложный минеральный состав руд;
4. неоднородность оруденения;
5. небольшая мощность рудных тел;
6. изменчивость элементов залегания и сложная морфология рудных тел.

Совместное воздействие всех этих факторов оказывает существенное влияние как на характер закономерностей техногенного изменения элементов биоты и абиоты экосистем, так и на технологические принципы управления воздействием горных работ на ландшафтный, литосферный, атмосферный и гидросферный компоненты экосистем.

Рассматривая географическое расположение жильных месторождений по территории страны, следует отметить, что основная масса месторождений расположена в северных и восточных районах страны в биомах тундры, тайги и широколиственных лесов; более 70% разведанных месторождений находятся в зоне вечной мерзлоты; каждое месторождение имеет значительную удаленность от железной дороги, морских или речных портов.

При этом более 85% жильных месторождений расположены в регионах с гористым рельефом, когда хвостохранилища формируются в основном в долинах временных или постоянных водотоков, а отвалы пустых пород – на склонах этих долин. Поэтому очевидно, что химическое загрязнение среды будет выражаться не в более или менее равномерном распределении вредных веществ в участках экосистем, прилегающих к отвалам и хвостохранилищам, а в концентрированном сбросе этих загрязнений в водные экосистемы поверхностных водотоков, ассимиляционная способность которых по отношению к этим типам поллютантов очень невелика.

Среди других особенностей современного развития природно-технических систем освоения жильных месторождений следует отметить абсолютное преобладание геотехнологий с валовой выемкой полезного ископаемого независимо от реальной мощности и рудоносности рудных тел.

В результате основная доля добытого в процессе освоения месторождения вещества литосферы превращается в твердые отходы. Полное складирование отходов на земной поверхности является еще одной экологически значимой особенностью разработки жильных месторождений. Эти отходы складируются в виде отвалов пустых пород и в виде хвостохранилищ обогатительных фабрик. При добыче рудного сырья бтльшая часть добытой горной массы (более 95%) остается на месте добычи в виде отходов, а при добыче благородных металлов – практически все.

То есть основным источником экологической опасности при разработке жильных месторождений являются отвалы пустых пород и хвостохранилища, удельный объем которых особенно велик при отработке тонких жил, к которым по академику М.И. Агошкову относятся жилы мощностью до 0,5 м.

Применявшиеся варианты системы разработки тонких пологих и наклоннозалегающих жил с раздельной отбойкой руды и подрывкой вмещающих пород характеризуются тем, что последние по всей площади забоя подрываются слоем одинаковой толщины с оформлением очистного забоя с наклонной рабочей площадкой. С учетом закладки всего объема выработанного пространства подрываемыми вмещающими породами толщина слоя последних (при коэффициенте разрыхления 1,5) примерно равна удвоенной мощности жилы. В этом случае при мощности жилы 0,3–0,4 м высота (ширина) очистного пространства составит всего лишь 0,9–1,2 м. Однако при столь незначительной высоте очистного забоя очистные работы при наклонной рабочей площадке весьма осложнены. Ввиду значительных неудобств работы в таком забое сокращается производительность труда забой-

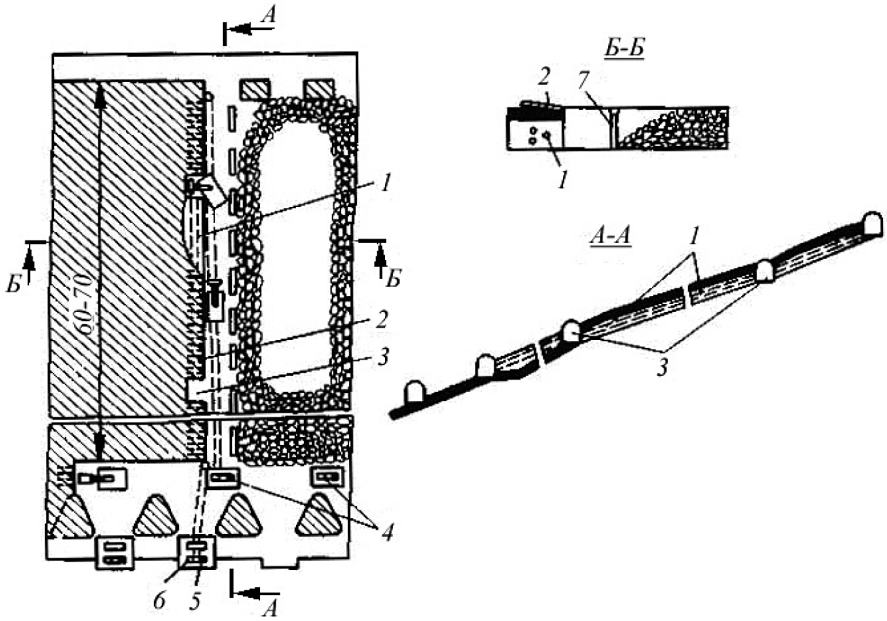

Рис. 1. Вариант сплошной системы разработки с раздельной выемкой и взрывозакладкой подрываемыми породами: 1 – скважины по породе; 2 – шпуры по руде; 3 – заходки; 4, 5 – скреперные лебедки; 6 – погрузочный полок; 7 – металлические крепежные стойки

ных рабочих, технически осложняется доставка отбитой руды, наблюдаются большие потери руды в закладке. По этим причинам системы с раздельной выемкой при разработке тонких пологих и наклоннозалегающих жил практически не применяются.

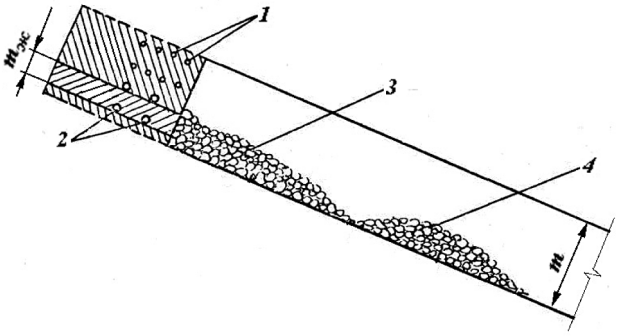

Рис. 2. Вариант сплошной системы разработки с раздельной выемкой и взрывосортировкой: 1 – шпуры по породе; 2 – шпуры по руде; 3 – отбитая руда; 4 – отбитая порода

Применялся вариант с раздельной выемкой и взрывозакладкой выработанного пространства подрываемыми вмещающими породами, разработанный институтом Средазнипроцветмет для выемки тонких жил пологого и наклонного падения. Выемка запасов блока (рис. 1) велась сплошным забоем по простиранию. Из опережающих штреков длиной до 2 м и сечением 3×1,8 м с помощью установок СБУ-2м бурили по породе параллельно рудной жиле и линии очистного забоя скважины длиной 6–10 м. Одновременно с этим бурили шпуры длиной 1,8 м по руде. В первую очередь взрывались скважинные заряды. При их взрывании обеспечивается взрыводоставка отбитой породы в выработанное пространство и размещение ее в качестве закладки. Шпуры по руде ориентируют по нормали к линии очистных работ и с небольшим наклоном к плоскости забоя, что позволяет уменьшить заброс отбиваемой руды на закладку. Отбитую руду скреперной лебедкой доставляют на подсечную выработку. Отсюда ее скреперной лебедкой через погрузочный полок грузят в вагонетки. При появлении в блоке участков с тектоническими нарушениями для поддержания кровли используют металлические крепежные стойки.

Использование варианта при выемке маломощной (0,2–1 м) пологопадающей (10–35°) жилы позволило снизить разубоживание на 30–40% по сравнению с применяемой там камерно-столбовой системой разработки с валовой выемкой. Применение модернизированных самоходных буровых установок СБУ-2м обеспечило повышение производительности труда при бурении шпуров и скважин в 2–3 раза.

Рассмотренный вариант системы позволяет улучшить технико-экономические показатели при выемке тонких жил пологого падения. Однако он не свободен и от некоторых недостатков. Принятая технология отбойки и конструктивное оформление призабойного пространства предопределяют повышенные потери руды. Так, при взрывании шпуровых зарядов несомненно будет иметь место заброс части отбитой руды в закладку. При взрывании скважинных зарядов в пределах площади призмы разрушения каждого из них может оказаться часть жилы, что также вызывает попадание руды в закладку. Технико-экономические показатели системы будут также ухудшаться при разработке жил с невыдержанными элементами залегания по падению.

Применительно к условиям разработки пологих и наклонных жил наряду с обычным разделением руды и породы посредством последовательного

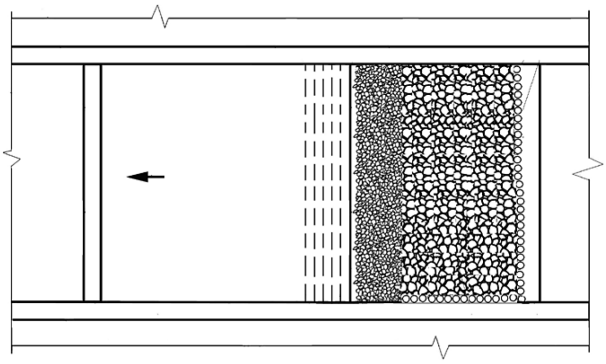

Рис. 3. Общая схема ведения добычных работ в блоке при выемке жил прирезками по простиранию на стадии обуривания забоя

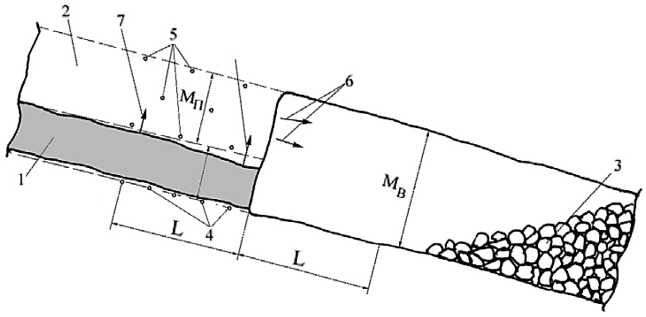

Рис. 4. Расположение зарядов в очистном забое и направление отброса жильной массы и пустой породы при нижнем положении жилы

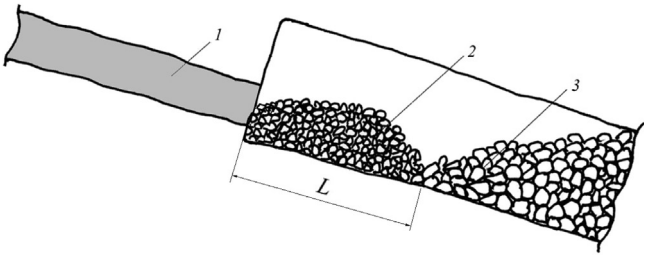

Рис. 5. Поперечное сечение забоя после отбойки жилы и пустой породы

взрывания и уборки, следует выделить работу С.С. Арзуманяна, где описана реализованная идея использования энергии взрыва для разделения руды и породы при валовой выемке вследствие направленного отброса каждой составляющей рудной массы и формирования рудного и породного навалов в призабойном пространстве (рис. 2). Такая сортировка рудной массы посредством использования энергии взрыва, как новый технологический способ повышения качества руды, отличается от раздельной выемки тем, что разделение руды и породы происходит без нарушения цикла очистной выемки и деления его во времени на последовательные операции. Однако этот метод можно применять только на пологих и наклонных жилах.

В большинстве случаев разделение руды и породы происходит вследствие их последовательной отбойки с резким увеличением объема вспомогательных и подготовительных работ, перерывов на проветривание, устройство и уборку настилов и т.д. При этом уровень производительности труда быстро снижался и экономический ущерб чаще всего возрастал быстрее, чем эффект от повышения качества выдаваемой руды. Поэтому применение данного метода ограничивалось выемкой очень богатых жил в благоприятных горно-геологических условиях.

В основе разработанной в ИПКОН РАН геотехнологии раздельной выемки руды и породы при разработке маломощных жил с углом падения от 0° до 40–45° лежит идея технологического разделения рудного и породного потоков на ста-

дии отбойки за счет разнонаправленного отброса отбиваемой горной массы при опережающей отбойке слоя пустой породы над (или под) рудным телом. Выбранное при этом направление отброса рудной (жильной) массы открывает дополнительную перспективу увеличения полезного использования энергии взрыва за счет повышения эффективности последующих процессов горного и обогатительного передела.

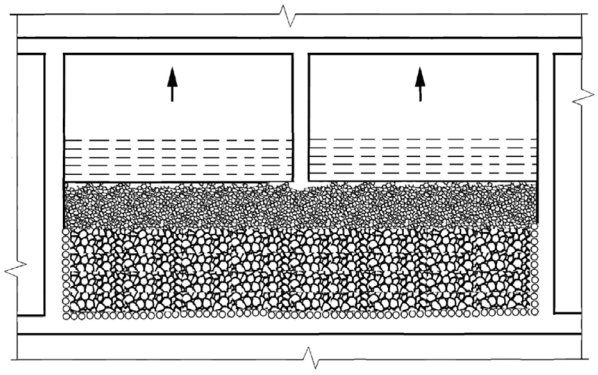

Рис. 6. Схема ведения работ при отработке вынимаемых прирезок горизонтальными слоями по восстанию после отбойки жилы и пустой породы

После подготовки и нарезки блок отрабатывают путем выемки прирезок по простиранию жилы (рис. 3).

Ширину отбиваемых прирезок определяют по условиям эффективного отброса взрывом пустой породы:

$$L = K_э K_в K_1 \frac{C\sigma_P}{K_P^П \varepsilon} \sqrt{\frac{M_П}{2g\cos\alpha}},$$

где L – ширина прирезки по линии простирания жилы, м; Kэ = 0,7–0,9 – коэффициент, учитывающий расход энергии на отброс горной массы; $K_в$ = 0,995 – коэффициент, учитывающий сопротивление воздуха; K_1 – коэффициент, учитывающий тип ВВ (для простейших ВВ K_1 = 4,1); C – скорость звука в разрушаемом породном массиве, м/с; $\sigma_Р$ – предел прочности породы, н/м^2; ε – модуль упругости пород, н/м^2; g – ускорение свободного падения, м^2/с; α – угол падения жилы, град.; $M_П$ – мощность прирезаемых пустых пород, м; $K_Р^П$ – коэффициент разрыхления породы при разрушении взрывом.

Рудную жилу при проведении подготовительных работ оставляют в кровле или почве (рис. 4) выработанного пространства. Прирезаемые пустые породы, необходимые для формирования нормальной выемочной мощности, обуривают из подготовительных выработок скважинами, путем последовательного взрывания которых в направлении от груди очистного забоя вглубь массива производят отбойку прирезаемой пустой породы в направлении, обратном направлению подвигания очистного забоя с образованием в выработанном пространстве породного вала, который не выдается из отрабатываемого блока (рис. 4, 5).

Мощность прирезаемых пустых пород определяется из выражения:

$$M_П \geq M_Ж \left(1 + K_р^ж\right)$$

где $M_Ж$ – мощность отбиваемого рудного слоя, м; $K_р^ж$ – коэффициент разрыхления руды при разрушении взрывом.

Рудную жилу отбивают путем одновременного взрывания всех скважин с отбросом ее взрывом в направлении, перпендикулярном направлению отброса прирезаемых пустых пород, по линии нормальной выемочной мощности от кровли к почве либо наоборот с образованием рудного вала отдельно от породного вала (рис. 5). Отбитую руду выдают на нижнюю подготовительную выработку. Для сохранения нарезных выработок на начальной стадии отбойки прирезок устанавливают органную деревянную

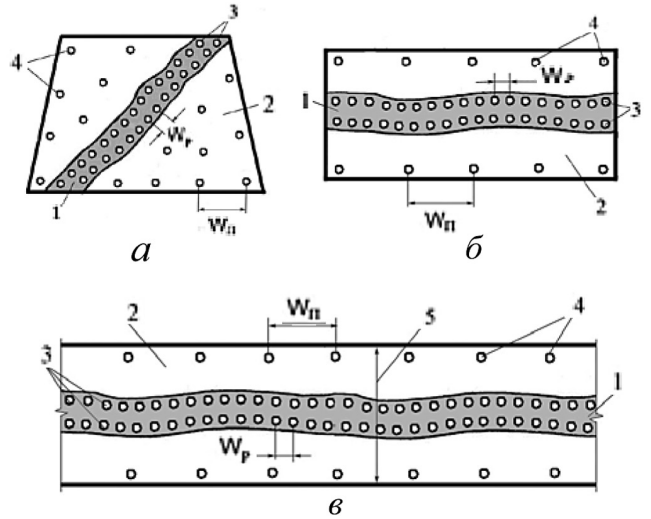

Рис. 7. Расположение зарядов в забоях горизонтальной (а), восстающей (б) и очистной (в) выработок

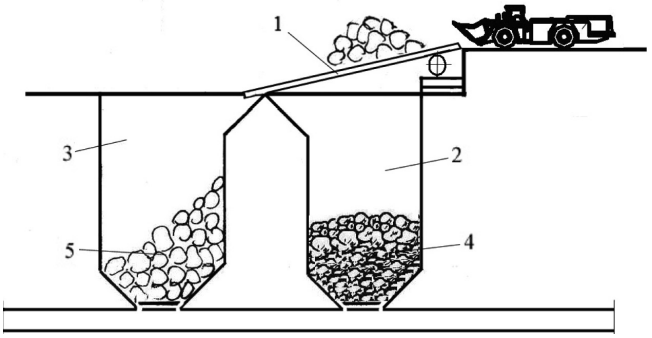

Рис. 8. Разделение горной массы на руду и породу на пункте разгрузки: 1 – грохот, 2 – рудный бункер; 3 – породный бункер; 4 – руда; 5 – порода

крепь. При выемке пологих и наклонных жил, морфология которых не позволяет использовать выемку прирезками по простиранию жилы, отработку блока ведут горизонтальными выемочными слоями по восстанию жилы с бурением скважин из восстающих (рис. 6).

Известно, что качество дробления горной массы взрывом определяет эффективность всех последующих технологических процессов горного производства и начальной стадии обогащения. Поэтому, если при отбойке руды за счет целенаправленного выбора параметров и порядка проведения взрывных работ обеспечить дробление всего отбитого материала до размера –50 мм, то можно будет существенно снизить капитальные и эксплуатационные затраты на обогащение за счет отказа от использования дробильного оборудования для крупного и среднего дробления. Кроме того очевидные выгоды будут получены и при добычных работах за счет повышения коэффициента полезного использования доставочного и транспортного оборудования.

Для разделения руды и породы при проведении горных выработок по тонким жилам и их отработке разработана технология отбойки, позволяющая отбивать руду с мелким дроблением, а породу – с крупным. При этом отбойку ведут валовым методом с одновременной отбойкой рудного тела и вмещающих пород в пределах установленной выемочной мощности. Отбойные заряды взрывчатого вещества в проходческих (рис. 7, *а*, 7, *б*) и очистных забоях (рис. 7, *в*) располагают в рудном теле на расстоянии друг от друга, определяемом по формуле:

$$W_P = d\left(\frac{P_д}{\sigma_{сж}}\right)^{0,27} \times \left(\frac{\rho_0 c_p^2}{5g\sigma_{сж}}\right)^{0,5}, \text{ м;}$$

где W_P – расстояние между шпурами или скважинами при отбойке рудного тела, м; d – диаметр шпуров или

скважин, м; $P_д$ – давление детонации применяемого взрывчатого вещества, Н/м^2; g – ускорение свободного падания, м/с^2; $\sigma_{сж}$ – предел прочности отбиваемого массива на сжатие, Н/м^2; ρ_0 – плотность отбиваемого массива, кг/м^3; $c_р$ – скорость продольной волны в отбиваемом массиве, м/с.

Во вмещающих породах заряды располагают на расстоянии друг от друга, определяемом по формуле:

$$W_П = W_P \times \frac{\mu}{1+\mu} \times \frac{\sigma_{сж}}{\sigma_p}, \text{ м;}$$

где $W_П$ – расстояние между зарядами при отбойке вмещающих пород, м; μ – коэффициент Пуассона; $\sigma_р$ – предел прочности отбиваемого массива на растяжение, Н/м^2.

Разделение горной массы на руду и породу производят путем грохочения на пунктах разгрузки (рис. 8). Отбитую в проходческих забоях горную массу отгружают и доставляют до пункта разгрузки, где разгружают на грохот, на котором ее разделяют по крупности. Мелкодробленая руда поступает в рудный бункер, а крупнодробленые вмещающие породы – в породный бункер.

Разработанные технологии позволяют сократить разубоживание руды при проведении горных выработок по тонким жилам и разработке пологопадающих жильных месторождений до минимума (до 15–30%), за счет чего возможно значительное сокращение площади земной поверхности, занимаемой отвалами пустых пород и отходами обогатительного производства.

КОРОТКО ОБ АВТОРЕ

Сабянин Георгий Васильевич – кандидат технических наук, старший научный сотрудник,
e-mail: schtrek@mail.ru,
Институт проблем комплексного освоения недр РАН.

UDC 622.502

GEOENVIRONMENTAL ASPECTS OF UNDERGROUND MINING OF VEIN DEPOSITS

Sabyanin G.V., Candidate of Engineering Sciences, Senior Researcher,
e-mail: schtrek@mail.ru,
Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources Russian Academy of Sciences.

The article presents a new geotechnology for thin flat and inclined ore lodes and a method of ore and rock separation during drivage and stoping in thin ore lodes, that allow mitigation of ecological impact of underground ore mining.

The developed geotechnology of separate extraction of ore and rocks in mining thin ore lodes with dip angles from 0° to 40–45° is founded on the idea of technological separation of ore and barren rock flows at ore breaking stage by different-directed throw of blasted rock during advance breaking of barren rock above (or under) ore lode.

To separate ore and barren rock during drivage and stoping in thin lode ore, the developed ore breaking technology enables fine fragmentation of ore and coarse fragmentation of barren rock. Consequently, in case that ore breaking ensures broken material fragmentation to the size of -50 mm owing to on-target selection of blasting parameters and sequence, it will be possible to essentially reduce capital and operational costs of ore concentration due to withdrawal of coarse and medium crushing equipment. Moreover, apparent profit will be gained in mining output due to higher efficiency of haulage equipment.

Key words: geotechnology, underground mining, thin veins, division, ore, rock, environmental effects.